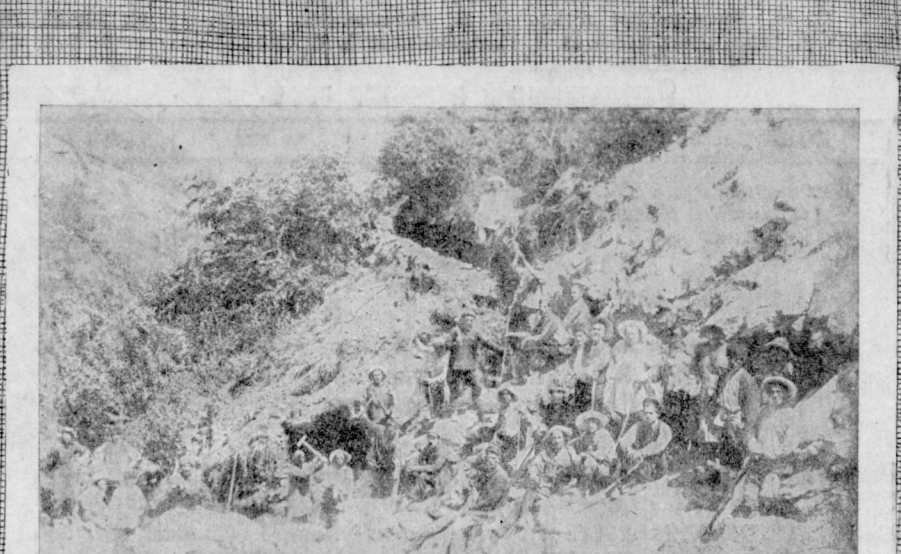
МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ
И ЕГО ПЕРЕРАБОТКА



MINERAL RESOURCES AND THEIR TECHNOLOGY

№ 1 1927 ГОД II

МОСКВА

ОТКРЫТА ПОДПИСКА на **1927** год

НА ЕЖЕМЕСЯЧНЫЙ ЖУРНАЛ

„МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ И ЕГО ПЕРЕРАБОТКА“

Орган Научно-Исследовательских Институтов по минеральному сырью НТО ВСНХ СССР, при участии Комиссии Естественно-Производительных Сил СССР при Всесоюзной Академии Наук.

ЖУРНАЛ ВЫХОДИТ В ОБЪЕМЕ 5—6 ПЕЧ. ЛИСТОВ.

При ближайшем участии: акад. **Н. С. Курнакова**; акад. **Ф. Ю. Левинсон-Лессинг**; акад. **А. Е. Ферсман**; проф. **Э. В. Брицке**; проф. **Н. К. Лахтина**; проф. **В. И. Лучицкого**; проф. **В. Я. Мостовича**; проф. **Д. И. Мушкетова**; проф. **В. А. Обру ва**; проф. **П. П. Пятницкого**; **В. М. Свердлова**; проф. **Б. С. Швецова** и проф. **Н. Ф. Юшкевича**.

Ответственный редактор проф. **Н. М. Федоровский.**

ПОДПИСНАЯ ЦЕНА:	1 год.	1/2 года.	1/4 года.
Без доставки	10 р.	6 р. — к.	3 р. 25 к.
С доставкой в Москве . . .	11 „	6 „ 75 „	3 „ 75 „
Иногородняя	12 „	7 „ 50 „	4 „ 25 „
За границу	18 „ (9 долл.)	12 „ — „ (6 долл.)	7 „ — „ (3,50 долл.)

Комплект за 1926 г. — **11** руб.

Отдельные выпуски в розницу по **1** р. **20** к., удвоенные по **1** р. **80** к.

АДРЕС РЕДАКЦИИ: Москва, Б. Ордынка, 32, Институт Прикладной Минералогии и Металлургии.

ОБЪЯВЛЕНИЯ:

Впереди текста 1 стр.—**150** руб.; 1/2 стр.—**80** руб.; 1/4 стр.—**45** руб.
Позади текста 1 стр.—**100** руб.; 1/2 стр.—**60** руб.; 1/4 стр.—**35** руб.

ПОДПИСКА ПРИНИМАЕТСЯ: В Гостехиздате—Москва, Ильинка, Юшков пер., 6, и в магазинах **ГТИ:** Петровка, 10; Разгуляй. 38/2; Мясницкая, 1-б; Волхонка, 6; Тверская, 25; Арбат, 6; в **Ленинграде**—Пр. Володарского, 59 (уг. пр. 25 Октября); в **Харькове**—улица 1-го Мая, 8; в **Ростове н/Д.**—ул. Фр. Энгельса, 69; в **Н.-Новгороде** — ул. Я. Свердлова, 19; в **Киеве** — ул. Воровского, 35; в **Свердловске** — ул. Ив. Малышева, 58-а и в **Редакции журнала.**

Заведующий Редакцией **П. К. Топольницкий.**

ИЗДАНИЕ ГОСТЕХИЗДАТА.

„Mineral resources and their technology“

Issued monthly. Journal of the Scientific—Research Institutes of the Scientific—Technical Department of the Supreme Council of National Economy of U. S. S. R.; With the collaboration of The Committee for the Exploration of Natural Productive Forces Academy of Sciences of U. S. S. R.

Published by the State Technical Editorship.
Subscription price: 9 dol. per annum.
6 dol. 6 monthes.
3,5 dol. 3 monthes.

Advertisements: before the text: 1 page dol. 75; 1/2 page dol. 40; 1/4 page dol. 25;
after the text: 1 page dol. 50; 1/2 „ dol. 30; 1/4 „ dol. 20.

Office: Institute of Economic Mineralogy and Metallurgy,
B. Ordynka, 32. MOSKOW. U. S. S. R.

ЭКЗ.
ПРОВЕРЕНО
Пролетарии всех стран, соединяйтесь!

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ

И ЕГО ПЕРЕРАБОТКА

ОРГАН НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИХ ИНСТИТУТОВ ПО МИНЕРАЛЬНОМУ СЫРЬЮ НТУ ВСНХ СССР

ПРИ УЧАСТИИ КОМИССИИ ЕСТЕСТВЕННО-ПРОИЗВОДИТЕЛЬНЫХ СИЛ СССР ПРИ ВСЕСОЮЗНОЙ АКАДЕМИИ НАУК.

№ 1	1927 г.	Год II

Р484
ГОС. ПУБЛИЧНАЯ НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКАЯ БИБЛИОТЕКА СССР
58
584/3/65

MINERAL RESOURCES AND THEIR TECHNOLOGY

ГОСУДАРСТВЕННОЕ ТЕХНИЧЕСКОЕ ИЗДАТЕЛЬСТВО
МОСКВА, 1927

СОДЕРЖАНИЕ № 1.

Стр.

Месторождения.

В. И. **Лучицкий.** — Основные результаты разведок месторождений первичного каолина Украины . . . 3
С. Г. **Коклик.** — Месторождения полевых шпатов Украины . . . 11
А. П. **Иванов.** — Огнеупорные материалы и флюсы Урала и Кузбасса . . . 20
А. Л. **Воробьев.** — Гипс в верховьях р. Киалы-Бурты . . . 31
А. М. **Соколов.** — Об огнеупорных глинах Раненбургского уезда Рязанской губ. . . . 33
А. П. **Курдюмов.** — Бокситы Азии . . . 35
А. П. **Курдюмов.** — Бокситы Африки и Австралии . . . 41

Исследования и методика.

В. В. **Аршинов.** — Методы испытания качества естественных кровельных сланцев . . . 46
Г. П. **Кульбуш.** — Теория термо-электрического пирометра . . . 55

Промышленный.

К. Е. **Габуния.** — Качества и некоторые особенности применения Кисатибского кизельгура. 66

Заметки и хроника.

А. С. **Телетов.** — Бариты Туркменистана . . . 73
Н. **Филькович.** — Горное дело в Ингушетии. Медь . . . 74
С. С. **Смирнов (Верин).** — О сурьме в Амурской области . . . 75
А. Н. **Крестовников.** — К вопросу извлечения меди мокрым способом (щелочным) из бедных медьсодержащих окисленных руд . . . —
Л. **Розенкевич.** — Американская практика суперфосфатной промышленности . . . —
С. В. — Производство фосфорнокислого аммония . . . 77

Рефераты, обзоры и отзывы.

В. Я. **Мостович.** — О современном состоянии электролитического способа получения цинка. 78
А. **Шерешевский.** — Простой метод распознавания химически низкокачественного стекла. 79
А. **Шерешевский.** — Электроаналитическое определение меди в присутствии висмута . . . —
В. Л. — Проблема сырья и снабжения стекольно-фарфоровой промышленности. И. И. Китайгородского . . . 80

CONTENTS.

Deposits.

V. I. **Loochitzky.** Results of Prospecting for Primary Kaolin Deposits in Ukraina . . . 3
S. G. **Koklik.** Feldspar Deposits of Ukraina . . . 11
A. P. **Ivanov.** Fireproof Materials and Fluxes of Ural and Kusnetzky Basin . . . 20
A. L. **Vorobiev.** Gypsum in the District of the River Kialy-Boorty . . . 31
A. M. **Sokolov.** About the Fireclays of the Ranenboorgsky District . . . 33
A. P. **Koordumov.** Bauxites of Asia . . . 35
A. P. **Koordumov.** Bauxites of Africa and Australia . . . 41

Investigations and Methods.

V. V. **Arshinov.** Methods for Quality Testing of Natural Roofing Slates . . . 46
G. P. **Koolboosh.** Theoretical Sketch of a Termo-Electric Pyrometer . . . 55

Industrial.

K. E. **Gaboonia.** Properties and Some Particularities of Application of Kisatibsky Diatomaceous Earth . . . 66

Notes and News.

A S. **Teletov.** Baryte of Turkmenistan . . . 73
N. **Filkovich.** Mining in Ingooshetia (Caucasus) Copper . . . 74
S. S. **Smirnov-Verin.** About the Antimony in the Amoorsky District . . . 75
A. N. **Krestovnikov.** To the Question of Copper Extraction by the Wet Method . . . —
L. **Rosenkevich.** American Practice of Superphosphate Industry . . . —
S. V. Production of Ammonium Phosphate . . . 77

Bibliography, Reports and Reviews.

V. I. **Mostovich.** About the Present State of the Electrolitic Method for Obtaining Zinc . . . 78
A. **Shereshevsky.** A Simple Method for Discovering Low Qualificative of Class . . . 79
A. **Shereshevsky.** Electroanalitic Determination of Copper in the Presence of Bismuth . . . 79
V. L. The Problem of Raw Products and Supply of the Porcelain-Glass Industry . . . 80

Проф. В. И. Лучицкий.

Основные результаты разведок месторождений первичного каолина Украины.

Необходимость обеспечить Союзную промышленность собственным каолином, притом особенно высокого качества и дешевого по цене, вызвала стремление некоторых хозорганов к развитию использования первичного каолина Украины путем постройки новых каолиновых заводов.

Старые каолиновые заводы теряли свое значение; заводы в Лозовиках и Райках сыграли свою роль, снабдив Союзную промышленность значительными количествами каолина в период пережитого каолинового голода, а дорогая себестоимость вырабатываемого ими каолина (свыше 24 руб. тонна) указывает на необходимость их скорого закрытия. Глуховецкий завод, расширенный Продасиликатом, в значительной степени устарел и расположен на месторождении каолина далеко не особенно высокого качества.

Для покрытия части потребности писчебумажной промышленности Центробумтрест построил в 1925 г. в районе с. Турбова крупный завод с производительностью до 13500 *т.* в год, с себестоимостью каолина около 18 руб. тонна.

Необходимость снабжения особенно высоким по качеству стандартизованным и недорогим каолином промышленности и выявившаяся возможность значительного понижения, при соответствующем рациональном устройстве завода, стоимости отмученного каолина побудили Продасиликат поставить разведочные работы на двух месторождениях, именно, в районах Глуховцев, б. Киевской губернии, и Белой Балки Мариупольского округа.

Разведочные работы по обоим месторождениям были проведены Продасиликатом под моим непосредственным руководством в районе Глуховцев геологами-разведчиками А. В. Инцертовым и Н. Н. Биндеманом, в районе Белой Балки горным инженером Д. Г. Самылкиным.

Основные сведения по разведке этих месторождений я хотел изложить к данной статье в виду того большого интереса, который вызывают результаты этих разведок, так как на одном из них Продасиликат намерен строить в настоящее время завод с производительностью 50 000 *т* в год для покрытия потребностей в отмученном каолине, главным образом, внутреннего рынка и частично польского (Глуховцы), на другом им же намечен в постройке другой завод, с производительностью до 60 000 *т*, главным образом, для обслуживания внешнего рынка (Белая Балка).

1. Глуховецкое месторождение.

Глуховецкое месторождение находится около ст. Глуховцы на расстоянии 4 *км* от нее. Здесь был построен Адельгеймом каолиновый завод, который восстановлен и расширен в настоящее время Продасиликатом.

Обследование месторождения первичного каолина, произведенное мной в 1925 году, и ознакомление с данными той разведки, которая велась управлением завода около самого завода, показало, что каолин этого месторо-

ждения залегает вблизи поверхности, покрытой только небольшим, до 1 *м*, и несколько более, слоем наносов. В том карьере, который разрабатывается в настоящее время, выступает совершенно каолинизированный гнейс и гранито-гнейс, прорезанные во многих местах более или менее мощными жилами пегматитов, также совершенно каолинизированными. Каолинизированные гнейсы и гранито-гнейсы по большей части окрашены в желтоватые цвета, частью довольно интенсивно желтые, в особенности во влажном состоянии; жилы пегматитов часто чисто белого цвета. Окраска каолинизованных пород в карьере не всюду одинакова; преобладание белой окраски наблюдается в юго-зап. углу карьера. Карьер разрабатывается уступами на глубину до 20 *м*.

Разведки, которые велись в 1925 г. управлением завода около завода шурфованием и бурением показали, что к востоку от завода имеется узкая полоса каолинизированных пород, представленных частью каолином I сорта, т.-е. с преобладанием белой окраски и малым содержанием окислов железа, частью II и нередко также III сорта (желтый). Полоса каолинизированных пород тянется на небольшом протяжении около 400 *м* узкой полосой до 150 *м*; поверхность этих пород, понижаясь, покрывается со всех сторон мощным слоем наносов.

Точно также разведочные шурфы в балочках к югу и к юго-востоку от этой полосы не дали благоприятных результатов.

Просмотр материалов разведок, произведенных управлением в том же году на значительной площади (около 500 000 *кв. м*) тотчас к юго-востоку от завода, показали, что здесь каолин также не отличается высокими качествами. Каолин I сорта присутствует в незначительном, сравнительно, количестве (обнаружен 9 шурфами и скважинами из 34) и часто сменяется каолинами более низких сортов, главным образом II сорта (16 шурфов и скважин), частью непромышленным каолином (8 шурфов и скважин); глубина разведки от 3 до 11 *м*.

При обследовании Глуховецкого месторождения мной было обращено внимание на ряд неглубоких, большею частью залитых водой крестьянских шурфов, расположенных к востоку от завода, также на небольшие выемки, в которых обнаруживался каолин особенно высокого сорта на довольно большом пространстве. На основании этих исследований мной и решено было произвести именно на этой площади разведки, которые дали вполне удовлетворительные результаты.

Шурфованием, производившимся в течение зимы и первой половины весны 1925—26 года, охватившими площадь в 850 000 *кв. м* (уч. № III), выявилось, что здесь первичный каолин, как и в ряде других мест, не залегает сплошной массой на значительном пространстве, но образует полосу, вытянутую с W на O на расстоянии около 1 000 *м*, при ширине до 400 *м*, в среднем 200 *м* на N, O и W; поверхность его понижается и покрывается мощными слоями наносов, на S появляются выходы не каолинизированных гранито-гнейсов и гнейсов, ограничивающих промышленную массу каолина.

Оконтуренная разведочными работами промышленная масса каолина занимает пространство, равное около 240 000 *кв. м*. Вне этой площади масса каолина становится экономически мало выгодной для разработки.

При разведочных работах было заложено всего 52 шурфа общей глубиной 407,95 *м*. Дошли до каолина и проходили часть мощности его, лишь редко всю его толщу, достигая не каолинизированных подстилающих его пород (24 шурфа). Большая часть шурфов не могла быть пройдена до конца каолина благодаря сильному притоку воды.

Разведка показала, что на оконтуренной площади мощность наносов, представленных буровыми суглинками и местами песчаными породами,

окрашенными в бурые цвета, достигает мощности от 0,80 *м* до 6,5 *м*, что связано между прочим с неровной поверхностью каолина.

Мощность пройденной (но большею частью не до конца) каолинизированной массы достигает свыше 10,5 *м*.

К северу от оконтуренной площади мощность наносов быстро увеличивается, судя по ряду шурфов, при чем эта именно площадь отличается значительной заболоченностью, затруднявшей шурфование.

Мощность наносов увеличивается до 11 *м* также к западу от оконтуренной площади, при чем здесь же, в юго-западном углу, мощность каолинизированных пород сходит на 2,5 *м*.

Точно также увеличивается мощность наносов к востоку, достигая свыше 12 *м*. К югу обнаруживаются мало каолинизированные или почти не каолинизированные породы.

Распределение каолина по сортам таково: большая часть промышленно-разведанной площади занята каолином I сорта, меньшая—каолином II сорта; имеются два участка каолина первого сорта, именно западный и главный, с площадью 34 000 *м* и 145 500 *м*, и II сорта — западный 23 800 *м* и юго-восточный 35 300 *м*.

Средняя мощность каолина по участкам такова: на площадях каолинов I сорта—на западном 7,92 *м*, центральном 8,0; II сорта—на западном 7,23 *м*, на юго-восточном 2,20 *м* и 9,20 *м*.

Подсчет запасов, принимая вес 1 *куб. м* равным 2 тоннам, дал следующие результаты:

Западный (1-й) участок каолина I сорта	490.225 *т*
Западный (2-й) „ „ II „	418.460 „
Центральный (3-й) „ „ I „	2.338.445 „
Юго-восточный (4-й) участок каолина II сорта	491.200 „
	3.738.330 *т*
Из них каолина I сорта	2.828.670 *т*
„ „ „ II „	909.660 „

К этому запасу можно было бы с большими оговорками добавить запас на площади, разведанной в 1925 г. заводом, тотчас к югу от него, где запас каолина I сорта можно считать равным 1 000 000 *т* и II сорта до 2 000 000 *т*.

К сожалению, эта разведка велась почти без записей и без геологически-разведочной документации.

Химический состав разведанных нами в 1925—26 году первичных каолинов следующий (данные Керамического Института, №№ 1—4):

	1.	2.	3.	4.	5.	6.	7.
SiO_2	46,45	46,66	69,60	65,32	46,57	47,18	49,00
TiO_2	0,94	0,97	0,22	1,10	—	—	—
Al_2O_3	38,28	37,93	22,18	24.14	38,34	38,38	36,60
Fe_2O_3	0,45	0,50	0,22	0,40	1,29	0,78	0,20
CaO	0,17	0,39	0,32	0,43	0,27	0,35	1,20
MgO	0,01	0,02	не обн.	сл.	0,09	—	сл.
K_2O.	0,18	—	0,13	0,15	—	—	—
Na_2O	0,04	—	0,12	0,03	—	—	—
Потеря при прокалив.	13,64	13,53	7,88	8,85	12,87	13,17	13,40
Влаги гигр. . . .	—	—	—	—	0,62	0,59	—

1 — каолин I сорта отмученный, 2-й то же II сорта, 3 — неотмученный каолин I сорта, 4—то же II сорта, 5—каолин Глуховецкого Завода II сорта, 6—то же I сорта, 7—то же 1925—26 г.

Первичный каолин разведанного месторождения отличается значительной белизной; содержание в нем каолина I сорта, т.-е. почти чисто белого, значительно преобладает над желтоватым каолином II сорта.

В отношении своего строения каолин тождествен с каолином карьера; именно, он содержит лишь незначительное количество чешуек каолина; главная масса его состоит из неправильных, частично корродированных зерен кварца и преобладающего особенно тонкого каолинового материала, состав которого приближается к теоретическому.

Содержание составных частей различного диаметра в первичном каолине разведанного месторождения не вполне постоянно, независимо от сорта каолина:

			Шурф 13-а.		
Больше . .	0,25 *мм*	37—45%	Больше . .	0,5 *мм*	8,6%
„	0,25—0,05 „	3,5—4,0%	„	0,5 —0,05 „	13,3%
„	0,05—0,01 „	0,8—1,2%	„	0,05—0,01 „	7,4%
Меньше . .	0,01 „	55%—58%	Меньше . .	0,01 „	70,7%

т.-е. каолин отличается значительным содержанием мелкозема, в отличие от каолина разрабатываемого ныне Глуховецкого карьера, где содержание мелкозема (менее 0,01 *мм* в диаметре) обычно 30—40%.

Порции, более 0,05 *мм*, состоят почти исключительно из кварца с небольшой примесью полевых шпатов; порции 0,05—0,01 *мм* характеризуются значительным преобладанием над другими минералами чешуек каолинита; мелкозем образован почти исключительно каолинитом.

Таким образом, на территории этого промышленно-разведанного участка имеется первичного каолина более высокого качества, чем на территории завода и непосредственно прилегающей к последнему местности в количестве 3 738 330 *т*, при чем этот запас может быть несколько расширен в стороны, с увеличивающейся мощностью наносов, но во всяком случае незначительно. Кроме того, мощность каолина больше, чем указана в подсчетах, так как до основания его шурфы большей частью не доходили.

Запаса этого, при производительности завода в 50 000 *т* отмученного каолина и 100 000 *т* сырца в год, может хватить на 37 лет. Кроме того можно добавить запас менее высокого качества каолина ближе к заводу в количестве 3 000 000 *т* (разведок 1925 г.).

Вблизи имеются другие неразведанные места, где может быть в дальнейшем встречен каолин, например, около с. Плеховой, также по направлению к ст. Казатин, но пока они промышленного значения без разведки не имеют и могут приобрести значение лишь в более или менее отдаленном будущем.

Вода для каолинового завода, который строится на этом месторождении, может быть получена частью из тех вод, которые протекают в виде небольшого непостоянного ручья, с юга-востока от разведанного месторождения, частью также из наносов, в значительной степени мощных, которые здесь имеются на заболоченной территории между разведанными участками и подъездным путем к первому Глуховецкому заводу в значительном количестве.

Первые воды могут быть собраны при помощи устройства запруды и сборе преимущественно зимних вод, вторые—при помощи буровых или иных колодцев.

Судя по данным гидрогеологического обследования, воду в количестве 400 *куб. м* в сутки получить здесь этими способами вполне удастся.

II. Месторождение Белой Балки.

Белая Балка впадает справа в балку Яр Осозы несколько ниже села Богородицкого и выше с. Ивановского, с. Преображенской на расстоянии около 11 *км* от ст. Волноваха; последняя находится на расстоянии 75 *км* от порта Мариуполя.

В районе Волновахи из-под наносов и третичных отложений в ряде мест обнаруживаются выходы первичных каолинов и одновременно в ряде мест выступают не каолинизированные или слабо каолинизированные породы, главным образом, гранито-гнейсы.

Каолинизированные породы выступают кроме Белой Балки к востоку от нее, около села Валерьяновки, также к западу, в области течения р. Холодные Терны, в местности, называемой Батьками.

Обследование мной местностей в 1925 году показало, что наиболее благоприятные для разведки условия имеются в районе Белой Балки; область Батьков не внушала доверия в силу того, что там в ряде мест выступают некаолинизированные породы, которые явно ограничивают распространение каолинизированных пород.

Предварительные геологические исследования выяснили, что уверенными в результатах разведки могут быть лишь в случае производства разведки месторождения Белой Балки.

Осмотр крестьянских шурфов, имеющихся в Белой Балке, подтверждал возможность обнаружения здесь крупных количеств промышленного каолина. Поэтому было решено вести разведки в первую очередь в районе Белой Балки, притом в той ее части, где имеются особенно ясные признаки присутствия крупных масс этого полезного ископаемого.

Разведка начата была осенью 1925 г. Н. С. Лавровичем и систематически проведена, под моим непосредственным руководством, горным инженером Д. Г. Самылкиным.

Условия разведки отличались от условий разведки Глуховцев тем, что месторождение занимало большую площадь с неясной картиной условий залегания каолина различного сорта в различных частях ее и, кроме того до оконтуривания ее пришлось задать ряд шурфов вне оконтуренной территории. Затем в виду особенно большого значения этого месторождения, как долженствующего, судя по характеру каолина, выявленному уже при начале шурфования, служить преимущественно для вывоза его за границу, разведка должна была быть проведена особенно детально. Поэтому здесь заложено было значительно большее число скважин и шурфов, чем в районе Глуховецкого месторождения.

Пройдены были 22 разведочные линии, на них заложено: 83 шурфа общей глубины 1 113 погонных метров; 22 скважины общей глубины 505,6 погонных метров. Всего 105 единиц—1618,6 погонных метров. Этими работами оконтурена была площадь промышленно разведанного каолина, равная 760 000 *кв. м.*

Масса первичного каолина, как показали разведочные работы, вытянута в длину с севера на восток по балке, которая прорезала приблизительно среднюю часть ее. Длина оконтуренной массы каолина 1 650 *м* наибольшая ширина 650 *м.*

Мощность наносов колеблется на оконтуренной площади между 1,5 и 17,8 *м*, при чем площади с мощностью наносов больше 18 *м* исключены из промышленной площади.

Площадь с мощностью наносов свыше 10 *м* и до 18 *м* включена в оконтуренную площадь, так как здесь именно находятся крупные запасы каолина особенного высокого сорта.

Мощность каолина, значительная в средней части массы и в восточной части ее, в западной сравнительно не велика, и каолиновая масса, выклиниваясь, сменяется совершенно разрушенным, но не каолинизированным зеленовато-серым гранито-гнейсом.

На оконтуренной площади мощность его колеблется от 5,6 *м* и свыше 21 *м*, при чем средняя мощность по отдельным участкам площади, как видно из приведенной ниже таблицы, колеблется в большинстве случаев

между 5,73 и 14,25 *м*; при этом имеется в виду мощность не действительная, а наблюдавшаяся, так как скважины и шурфы в ряде случаев не доходили до основания каолиновой массы.

Каолин на разведанной площади имеется трех видов, именно, главным образом, тот вид его, который во время разведочных работ предположительно отмечался, как каолин I сорта; это—чисто белого цвета, даже и во влажном состоянии, первичный каолин с сохранившимся первичным строением гранито-гнейса, местами с жилами пегматитов и аплитов, также совершенно каолинизированных. Содержание окислов железа в нем ничтожно, 0,1 — 0,2%, редко больше. В нем все же иногда попадаются небольшие пятна, окрашенные в желтые цвета окислами железа.

Ко II сорту относятся желтоватые разности его, несколько более богатые окислами железа, с большим числом желтых пятен, окрашенных окислами железа; при лежании на солнце этот каолин постепенно принимает белую окраску.

Наконец, к III сорту относился каолин, окрашенный в желтый и буровато-желтый цвет, окрашенный значительным количеством окислов железа, светлеющий, но не белеющий при высыхании.

I сорт занимает восточную часть месторождения и в него вклиниваются с запада отдельные участки с преобладанием на севере II сорта, на юге III сорта.

Одновременно и на территории, занятой каолином I сорта, в виде отдельных прослоев и участков присутствуют каолины II сорта, в исключительных случаях—III сорта.

Подсчет запасов по всему промышленно-разведанному и оконтуренному участку дал следующие результаты:

Обозначенная площадь	*Кв. м.*	Средняя мощность	Объем *куб. м*	Тонн	Сумма	Сорт
А	490 027	11,285	5 531 425	11 062 350	11 062 850	1
Б	117 069	5,730	670 805	1 341 616		2
В	17 092	14,250	243 561	487 122	3 201 854	2
Г	93 619	9,466	886 561	1 773 122		2
Д	27 708	12,957	359 013	718 026	—	3
Е	15 438	15,200	234 658	469 316	1 187 342	3
Всего. . .	760 053	—	—	—	15 452 046	—

Этот запас, однако, следует несколько уменьшить, имея в виду значительную мощность наносов в ряде мест; если исключить те участки, где нанос, обнаруженный разведкой, достигает мощности свыше 10 *м*, получается следующий запас месторождения (в круглых цифрах):

I сорта	. . . . .	7 408 500 *т*
II „	. . . . .	2 668 000 „
III „	. . . . .	1 187 300 „
Всего.	. .	11 263 800 *т*

Особенно ценным является каолин I сорта, пробы отмучивания его в заводском масштабе на Глуховецком заводе дали великолепные результаты—получается чисто белый продукт, ставящий его наряду с лучшими сортами отмученного английского каолина.

Так как в I сорте присутствуют также и участки II сорта и реже III сорта, потребуется его частичная сортировка и выброс из запаса его около 10%. В результате остается на площади, с наносами особенно малой мощности для данного месторождения (1,5—10 *м*), запас каолина I сорта 6 767 650 *т*.

В общем же при самых скромных подсчетах запаса каолина I сорта может хватить, при производстве каолина в год 60 000 *т* и потребности для этого сырца около 120 000 *т* в год, на 56 лет.

Что касается местности, расположенной далее к югу от разведанного участка, то разведки показали, что здесь каолин часто выклинивается совершенно; в районе самой балки Яр Осозы шурфы обнаружили рядом с массами каолина выходы не каолинизированных пород, что делает месторождение непригодным для крупных работ и постройки завода.

Кроме Белой Балки, как указано выше, возможно обнаружение при систематически поставленных разведочных работах, а не случайных шурфований, ведущих только к растрате бесцельно сумм, новых, значительных запасов каолина.

Каолин Белой Балки довольно резко отличается от каолина Глуховецкого, и по своей структуре тождествен с каолином Просяной, где находится небольшой завод б. Ауэ.

Он представляет собой каолинизированный гранито-гнейс, обычно с прекрасно сохраненной первичной структурой.

Состав первичного каолина Белой Балки, по данным анализов Керамического Института, дан на таблице за №№ 1 и 3.

Здесь же для сравнения приведены типичные анализы отмученных и не отмученных других Союзных и иностранных месторождений.

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
SiO_2	67,70	69,72	46,66	46,71	46,04	46,34	47,32	48,29	51,16	51,77
TiO_2	—	—	0,43	—	—	—	—	0,54	0,57	0,25
Al_2O_3	19,88	19,99	38,81	39,50	37,55	38,07	37,91	36,62	35,97	35,56
Fe_2O_3	0,32	0,53	0,15	следы	1,08	1,36	0,15	0,82	0,61	0,72
MgO	0,19	0,21	0,19	—	0,06	—	—	0,96	0,17	0,79
CaO	0,80	0,52	1,05	следы	0,98	0,03	0,15	0,61	0,12	0,23
Потеря при прокалив.	7,80	10,26	13,65	13,97	14,31	13,95	13,01	12,63	12,14	11,36
Вода гигр.	—	—	—	—	—	—	—	1,09	0,91	0,57

1—каолин I сорта, неотмученный, Белой Балки; 2—то же II сорта; 3—то же, отмученный, I сорта; 4—то же отмученный Лозовиков, 5—то же Турбова; 6—то же Райков; 7—то же Киянки; 8—то же заграничной марки ЕД (высший), (до 0,50 *mm* — 0,5%; 0,5 — 0,1 *mm* — 4,9%; меньше 0,01 *mm* — 95,1%); 9 то же марки О (средний) больше 0,5 *mm* — 1,87%, 0,5 — 0,01 *mm* — 4,37%, меньше 0,01 *mm* — 94,00%; 10 — то же, марки EL II сорт; больше 0,5 *mm* — 4,25%, 0,5 — 0,01 *mm* 21,25%, меньше 0,01 *mm* — 75%.

В состав его входят: 1) кварц, отличающийся чрезвычайно неправильными очертаниями и очень сильной изъеденностью; зерна его обычно скелетные, легко дробящиеся, 2) каолинит в виде часто кристаллически очерченных чешуек и 3) каолинитовая муть, отличающаяся очень тонкими размерами. В ничтожном количестве попадаются мелкие чешуйки мусковита; зернышки полевых шпатов обычно отсутствуют.

Пробы обжига его дали наилучшие результаты, при чем как I, так и II сорт давали чисто белые продукты обжига. Пробы получения посуды из него дали чрезвычайно удовлетворительные результаты.

Каолин, таким образом, по всем признакам отличается чрезвычайно высокими качествами и должен быть использован, при крупных запасах его, высоких качествах, при близости к морю, для вывоза за границу; при проектировании нового каолинового завода, с производительностью до 60 000 *т* в год, можно было бы рассчитывать на вывоз отмученного каолина и за границу. Если действительно стоимость каолина при новых системах оборудования каолиновых заводов достигла бы 12 р. тонна франко-завод и ниже, он вне сомнения, обладая качествами, не уступающими лучшим английским сортам, сможет свободно конкурировать с каолинами других стран.

В результате систематически проведенных разведочных работ получились те результаты, которые дают возможность строить крупнейшие

и наиболее высоко технически оборудованные в мире каолиновые заводы, с крупной производительностью.

Таким образом, достижения в районе Глуховцев, в особенности Белой Балки, представляют крупное движение вперед в области Союзной каолиновой промышленности; достигнуты они тем обстоятельством, что Продасиликат решил организовать систематические разведочные работы, без которых, конечно, говорить о постройке заводов не пришлось бы, тем более рассчитанных на вывоз за границу, и довел их до конца.

Что касается стоимости разведочных работ, то они в районе Белой Балки обошлись в сумме 10 550 р. и, следовательно, один погонный метр стоил 6 р. 50 к. со всеми накладными расходами. Стоимость разведки легла на тонну разведанного каолина в размере 0,078 коп.

Систематические разведки 1925—1926 года дали возможность выявить характер залегания первичных каолинов. Совершенно ясно, что о месторождениях каолина нельзя говорить, как о сплошных массах с колоссальными запасами. В каждом месторождении запас каолина определенного качества ограничен, мощность промышленного каолина также не всегда велика, выклинивание наблюдается постоянно.

Ознакомление с рядом месторождений первичного каолина в различных районах Украины и данные разведочных работ по ряду месторождений, главным образом, по Глуховецкому и по Белой Балке, с несомненностью указывают на то, что промышленно выгодный каолин залегает отдельными массами, обычно неправильной формы, с неровной поверхностью, изрытой нередко довольно глубокими древними долинками. Это последнее явление наблюдается не только в районе Глуховцев и в особенности Белой Балки, где в южной части разведанной площади имеются древние долинки, выполненные более юными наносами, но и в районе Лозовиков, где присутствие таких долин древнего размыва, заполненных не только новейшими наносами, но и нижнетретичными отложениями (зелеными песками Харьковского яруса и белыми Полтавского), выступает особенно резко.

В связи с этим изменяется и мощность наносов и распределение иногда обильных грунтовых вод. Увеличение мощности наносов свыше определенной, различной для различных месторождений каолина, изменяет и возможности промышленного использования первичного каолина данного месторождения, резко отражаясь на его себестоимости.

Если каолины Белой Балки возможно разрабатывать при мощности наносов до 10 *м* возможно и больше, то это обусловлено тем обстоятельством, что мощность каолина очень велика, и отношение мощности наносов к мощности самого каолина нередко меньше даже отношения 1 : 1, и, во вторых, качество каолина является выдающимся; кроме того, месторождение находится вблизи морского порта.

Что касается каолина Глуховецкого, то несмотря на то, что мощность его наносов на территории вновь разведанного месторождения больше, чем в районе старого карьера, значительные выгоды он представляет в связи с его выдающимися качествами, в связи с малым содержанием окислов железа и с большим содержанием каолинита.

Сравнение каолинов обоих разведанных месторождений показывает их значительную близость, хотя в структурных отношениях они и не вполне одинаковы. Именно в структурном отношении они отличаются тем, что в Белой Балке каолин содержит особенно много мелких листочков каолинита, отмучиваемых правда уже в порциях свыше 0,01 *мм*; что касается Глуховецкого, то хотя в нем также присутствуют те же чешуйки каолинита, но в значительно меньшем количестве. Далее, они отличаются содержанием окиси кальция и титана. Характерным является малое содержание

окислов железа, как в первичном каолине, так и во вторичном, и, вообще, мала разница в составе каолинов I и II сорта в обоих месторождениях.

Сравнительно с другими Украинскими месторождениями первичного каолина, разрабатываемыми на каолиновых заводах, отмученный каолин из них уступает в отношении содержания окислов железа лишь каолину из Лозовиков, по крайней мере, выработки его времени 1923 года, когда Укргеолком руководил работой завода. Что касается каолинов Турбова и в особенности Райков, то они резко отличаются от него значительно бо́льшим содержанием окислов железа.

Последний каолин пригоден исключительно для писчебумажной промышленности.

Таким образом, систематическая разведка обоих месторождений дала вполне конкретные результаты, и теперь дело за хозорганами использовать эти месторождения вплоть до придания им мирового значения.

С. Г. Коклик.

Месторождения полевых шпатов на Украине.

Волынская губерния, Житомирский уезд.

1) В г. Житомире. Месторождение расположено на правом берегу р. Каменки, против пивоваренного завода б. Махачека, в расстоянии 5 *км* от жел.-дор. ст. Житомир. В гнейсе проходят 3 пегматитовые жилы крупнозернистого строения с массовым выделением полевого шпата, размерами 5 × 4 *см* и 10 × 18 *см*. С промышленной точки зрения заслуживает внимания верхняя жила, у которой отношение полевого шпата к пустой породе 1 : 3. Строение жилы сильно трещиноватое, поэтому большая часть работ кайловая с малым применением взрывных работ. Промышленный запас 600 *т*. Добыча одной тонны обойдется в 15 р. 60 к., доставка к станции и погрузка 10 р. 80 к.

2) В окрестностях гор. Житомира. Месторождение находится на левом берегу р. Тетерева между железнодорожными мостовыми насыпями Житомирской и Гришино-Ровенской жел. дор., в 8 *км* от ст. Житомир. В гнейсе проходит пегматитовая жила с индивидуализированными массами свободного полевого шпата, включенными в центре жилы. Размер выделений полевого шпата 11 × 15 *см*. Промышленный запас 40 *т*. Добыча одной тонны обойдется в 14 р. 40 к., доставка на станцию и погрузка в вагоны 12 р. с тонны.

3) Месторождение расположено на правом берегу р. Тетерева у жел.-дор. моста Житомирской жел. дор. в 5,5 *км* от ст. Житомир. Пегматитовая жила прорезывает толщу гнейса. Мощность ее 0,25 *м*; в обнаженной части она сильно трещиновата. Выделения полевого шпата достигают 30 × 30 *см*. Промышленный запас около 38 *куб. м* или 80 *т*. Работы могут вестись открытым карьером, вначале кайловыми, а потом взрывными работами.

4) С. Слободка. Карьеры для побычи полевого шпата сосредоточены на левом берегу р. Тетерева, в 5,5 *км* от жел.-дор. ст. Житомир. Полуразрушенная жила пегматита обнажается на правом скате оврага, открывающегося в долину р. Тетерева. Свободные выделения полевого шпата, серого цвета, достигает размеров 28 × 36 *см*. Промышленный запас 440 *т*. Стоимость добычи 1 *т* — 15 руб., доставка на станцию и погрузка 12 р. Разработка открытым разносом с разборкой пустой породы по трещинам.

5) Д. Быстры. Полевошпатовые разработки находятся на левом берегу р. Тетерева, у плотины, в 9 *км* от жел.-дор. ст. Житомир. Промышленный запас до 220 *т* (до 117 *куб. м*). Свободные выделения полевого шпата достигают размеров 26 × 26 *см*. Разработка открытым разносом [1]).

6) Д. Быстры. Разработки сосредоточены у западной окраины ее в расстоянии 9 *км* от жел.-дор. ст. Житомир, по правому берегу р. Тетерева. Строение жилы плотное, трещин мало и извлечение полевого шпата возможно только при помощи взрывных работ. Промышленный запас 40 *т*.

7) С. Станишевка в 8 *км* от жел.-дор. ст. Житомир, на правом берегу р. Тетерева, между с. Станишевкой и жел. дор. из г. Житомира в Бердичев. Месторождение представляет пегматит, прорезывающий гнейс. Выделения отдельных индивидуумов полевого шпата достигают 5 × 10 *см*. До глубины 1 *м* порода разрушена, а дальше строение плотное и массивное, так что работы можно производить лишь с подрывами. Промышленный запас 2 918 *куб. м* в 97 000 *куб. м* породы или 6 000 *т*.

8) Д. Корчак по правому берегу р. Тетерева в расстоянии 18 *км*. от жел.-дор. ст. Житомир. Структура породы — крупнозернистая, с индивидуумами полевого шпата размерами 15 × 16 *см* в поперечнике. Кварц—в виде небольших бесформенных зерен серого цвета. В виду отсутствия разведочных работ, о запасах полевого шпата судить трудно.

9) Предместье гор. Житомира. На правом берегу р. Каменки, в расстоянии 6 *км* от жел.-дор. ст. Житомир, в частной усадьбе (гражд. Охримовича), выделения полевого шпата 10 × 12 *см*. Промышленный запас 24 *куб. м*. Строение жилы массивное, но сильно трещиноватое. Количественное отношение полевого шпата и кварца 1 : 1.

10) Предместье г. Житомира. На правом берегу р. Каменки, немного ниже № 9. Жила пегматитового гранита в мелкозернистом биотитовом граните. Промышленный запас полевого шпата 5 *куб. м*. Строение массивное, с сетью трещин.

11) Д. Псыще. На правом берегу р. Тетерева возле плотины. Выделения полевого шпата размерами 2 × 2 *см* и 9 × 9 *см*. Геологический запас полевого шпата 64 *куб. м* или 132 *т*.

12) Старая Рудня. В предместьи г. Житомира по правому берегу р. Тетерева. Пегматитовая жила обнажена искусственными работами в старой каменоломне. Строение жилы плотное, массивное. Свободные выделения белого полевого шпата достигают размеров 14 × 7 *см*. Промышленный запас 5 *куб. м* или 10 *т*.

13) Хут. Вилы. На левом берегу р. Тетерева, в расстоянии 8 *км* от жел.-дор. ст. Житомир. Свободные выделения полевого шпата заключены в жиле пегматита. Размеры выделений свободного полевого шпата не свыше 8 × 8 *см*. Месторождение детально не обследовано.

14) Хут. Ромбертовка. Месторождение расположено на правом берегу р. Гуйвы, в расстоянии 11 *км* от ст. Житомир. Мощность жилы $^1/_2$ *м*. Размеры выделений полевого шпата, заключенного в пегматитовом граните, залегающем пластообразно между гнейсами, 7 × 7 *см*. Месторождение обследовано слабо. Промышленный запас, приблизительно, 10 *т*.

15) Хут. Вчельке. По правому берегу р. Гнилопяди, в расстоянии 17 *км* от ст. Житомир. Пегматитовая жила, обнаженная в старой каменоломне, прорезывает гнейсо-гранит. Мощность жилы 2,13 *м*. Свободные выделения полевого шпата достигают 10 × 12 *см*. Промышленный запас 132 *т*.

16) Д. Подолянцы в урочище Стуколка, в расстоянии 4 *км* от жел.-дор. ст. Чудново-Волынск. Практический запас чистого полевого шпата 5 080 *т*.

---

[1]) Для извлечения 117 *куб. м* полевого шпата потребуется извлечь 777 *куб. м* пустой породы. Рабочие имеются на местах в д. Быстры. Тонна добытого полевого шпата стоит 18 р., доставка на станцию с погрузкой — 12 р.

Химический состав полевого шпата таков: SiO_2 — 64,85; Al_2O_3 — 18,52; Fe_2O_3 — 0,25; CaO — 0,01; K_2O — 15,29 = 99,92%.

17) М. Чудново. В 4 *км* от жел.-дор. ст. Чудново-Волынск. Кристаллические породы в виде серых гранитов и гнейсо-гранитов выступают в нескольких местах внутри местечка, в лесу, прилегающем к местечку, на землях бывш. помещика Михельсона, а также по правому и левому берегам р. Тетерева. Граниты рассечены пегматитовыми жилами с выделением полевого шпата и кварца по всем направлениям, при чем мощность их крайне разнообразна. Месторождение заслуживает серьезного внимания по своему богатству полевым шпатом и нуждается в детальном обследовании для выявления имеющихся запасов в этом районе.

Новоград-Волынский уезд.

1) М. Мирополь. От жел.-дор. ст. Мирополь 3—4 *км*. Толщи полосатых гнейсов, прорезанных пегматитовыми и гранитными жилами, выступают здесь во многих местах как в береговых обрывах р. Случа, так и по боковым балкам предместья местечка Каменка и, наконец, в самом местечке. Местами, особенно в береговых обнажениях, наблюдаются непрерывные выходы гнейсов, прорезанных пегматитовыми жилами. Разработка полевого шпата производится здесь с давних времен, и многие жилы уже в достаточной степени выработаны. Определить запасы месторождения, в виду отсутствия специальных работ по выяснению мощности залежей, является затруднительным.

2) Д. Черниевка. В 1 *км* от деревни, расположенной в 14 *км* от ст. Мирополь, на гребне речного ската имеется каменоломня гнейса с прослойками двуслюдистого пегматита, с преобладанием биотита. Центральная часть жилы заполнена крупными выделениями кварца. Ниже, у самой воды, наблюдаются выходы гнейса, в котором проходят жилы пегматита и гранита, мощностью до 1,5 *м*.

Несколько ниже, по течению р. Случ, расположены каменоломни, в которых выступают граниты и пегматиты. Выделения пегматита достигают 8×8 *см* в поперечнике. Такие же выходы пегматитов обнаружены и далее по течению реки.

3) С. Ульха. За мельницей имеются крупные каменоломни, в которых выступает очковый гнейс, сильно дислоцированный с прожилками зигзагообразной формы из гранита и пегматита. Гнейсы в каменоломнях пересечены жилами пегматита, из которых одна достигает 1,5 *м* мощности с выделениями полевого шпата в 6×5 *см*. Биотит в породе отсутствует, но зато имеется железистый гранат и апатит. На вершине холма имеется сплошная пегматитовая каменоломня, представляющая, повидимому, пластовую жилу, покоющуюся на гнейсах. Мощность жилы 2,8 *м*. Порода крупнозернистого строения, при чем размеры отдельных выделений полевого шпата 7×7 *см*, кварц в небольших выделениях, мусковит — пачками с размерами листочков 5—6 *см*.

В настоящее время усиленно производится добыча пегматитов для фарфоровых заводов в урочище Корчемка. Пегматит содержит крупные выделения свободного полевого шпата размерами 25×25 *см*. Среднее расстояние разработок от ст. Мирополь 18 *км*. Запас полевого шпата в районе села Ульхи определяется в 13 000 *т*, при мощности жил от нескольких сантиметров до 3,2 *м*. Химический состав полевого шпата из урочища Корчемка таков: кремнезем (SiO_2) — 65,50; глинозем (Al_2O_3) — 18,70; окись кальция (CaO) — 0,60; окись магния (MgO) — 0,28; потери — 0,23; шелочей — 13,28.

4) С. Токаревка. От ст. Мирополь 17 *км*. Выходы пегматитовых жил наблюдаются по обоим берегам р. Случ. Есть места, где на протяжении одного километра выступает ряд обнажений, по которым можно судить об однородности строения массива. Особенно мощные крупнозернистые жилы, достигающие 7,2 *м*, выступают у гребня. В некоторых пегматитовых жилах наблюдается неоднородное распределение породообразующих минералов: одни участки обогащены кварцем; другие—полевым шпатом, с поверхности в значительной степени каолинизированным. Иногда встречаются вкрапления апатита. Помимо береговых обнажений, полевые шпаты встречаются и на возвышенных местах, окружающих завод приблизительно на площади около 12 дес. Цвет его обычно мясо-красный, но попадаются отдель-

ности розоватые, желтоватые и даже черные. Разработка ведется неглубокими ямами до появления первой воды. После чего разработку бросают и переходят на новое место. Химический состав полевого шпата из разработок около завода и из урочища Глубочанского таков:

	Из разработок с. Токаревки:	Из ур. Глубочанского:
Кремнезема (SiO_2)	64,5	70,83
Окиси алюминия (Al_2O_3) . .	26,2	17,61
Окиси кальция (CaO)	1,2	1,89
Щелочей ($K_2O + Na_2O$) . . .	7,88	7,88
Окиси железа (Fe_2O_3)		0,06
Потери	0,22	0,41

5) Марковские хутора. В 400 *м* от р. Случ, за дорогой, в м. Полонное, среди равнины виднеется обнажение пегматита в виде отдельностей с округленными выветриванием сторонами, с большим содержанием письменного камня. Ниже по течению также имеются выходы двуслюдистого пегматита; выступающие здесь пегматиты имеют крупные выделения полевого шпата и кварца, сгруппированные в центральной части жилы.

6) С. Жаборинцы. В крутом скалистом берегу Случ, в южной оконечности села, имеется выход пегматита с крупными, пачечными выделениями мусковита, размерами 15 × 15 *см*.

7) Д. Старая Гута. Против северной оконечности деревни, на пологом речном берегу, возвышается одиночный холм в 8 *м* высотой. На холме старая каменоломня гнейса и гранито-гнейса, прорезанных по всевозможным направлениям жилами и прожилками пегматита и гранита. Из них обращают на себя внимание три пластовые жилы пегматита, шириною каждая около метра. Здесь выступают крупные индивидуумы белого кварца, размерами 10 × 15 *см* и полевого шпата 9 × 9 *см*. Пегматит мусковитовый с железистым гранатом и апатитом. Месторождение стало разрабатываться недавно. Промышленный запас полевого шпата, в обследованной части, исчисляется в 7 500 *т*.

Химический состав, по анализу, произведенному в лаборатории К. П. И., таков:

Кремнезем (SiO_2)	64,99
Глинозем (Al_2O_3)	20,45
Окись кальция (CaO)	0,20
Окись магния (MgO)	0,69
Щелочей	14,52
Потери	0,24
Сумма . . .	100,99

По реке Хомору.

М. Полонное. Месторождения пегматитовых жил с полевыми шпатами имеются во многих местах в 5 *км* от ст. „Полонное“, в береговых обнажениях р. Хоморы, в ряде каменоломен; в пределах местечка выступают гнейсы и граниты, прорезанные по всевозможным направлениям жилами двуслюдистого пегматита; максимальные размеры свободных выделений полевого шпата 4 × 5 *см*. Местами, особенно по левому берегу, наблюдаются глыбовые отдельности пегматита. Мощность жил в среднем от 18 до 52 *см*, при чем местами, с поверхности жилы, полевой шпат в значительной степени каолинизирован. Промышленный запас месторождения невыяснен, хотя добыча полевых шпатов производится с давних времен.

С. Дружени. У юго-восточной окраины села встречаются незначительные выходы пегматита.

С. Понинки. Против писчебумажной фабрики с. Понинок, расположенного в 11 *км* от ст. Полонное, у самой реки Хоморы, имеются выходы многослюдистого гранито-гнейса, прорезанного жилами двуслюдистого пегматита, мощностью—0,4 *м*. Ниже по реке в ряде каменоломен выступает серый гранит, прорезанный жилой пегматита, содержащего апатит; мощность жилы 0,5 *м*. На северо-восточной окраине в береговом скате, в каменоломне, выступает гнейсо-гранит с жилами пегматита раз-

личной мощности от 0,2 до 1,2 метра. В некоторых местах имеются выходы пегматитов с отдельными выделениями полевого шпата размерами в среднем от 3 до 4 *см*. Около хутора Бухары, на береговом плато, в искусственном обнажении, вскрыт двуслюдистый пегматит; средний размер зерен полевого шпата 2 × 3 *см*. Немного ниже, в устье оврага в береговом скате, две каменоломни гнейса, прорезанного жилами пегматита с выделениями полевого шпата от 0,035 × 0,03 × 0,25 до 0,25 *м*. Пегматит обогащен кварцем, при чем в некоторых жилах размер свободных выделений кварца достигает 0,25 × 0,25 метра; апатита немного. Промышленный запас полевого шпата в этом районе исчисляется в 500 *т*. В прежнее время добыча его обходилась в 30 к. и перевозка на ст. Полонное 1 р. 20 коп. с тонны. Производительность на одного рабочего в день 1,25 *т*. Разработки открытые — ямами.

С. Майдан-Волянский. Выходы пегматитовых жил имеются по берегам реки Хоморы, в 9 *км* от ст. Полонное. Наиболее значительны вблизи мельницы у подножия ската. Пегматит обогащен биотитом; окраска полевого шпата интенсивно-розовая. Ниже по реке, в береговом скате, выступает ряд обнажений пегматита. Структура жил неоднородная: у периферии—средне-зернистая, в центральной части—крупнозернистая. Окраска полевого шпата интесивно-розовая. На южной окраине села, в береговом скате, снова выходы пегматита, а ниже, в каких-нибудь 20 — 25 *м*, выступает гнейс с жилами пегматита, мощностью около 2 метров. Максимальный размер индивидуумов полевого шпата 5 × 6 *см*. Промышленный запас чистого полевого шпата определяется в 2800 *т*.

С. Глубочек. У церкви имеются выходы пегматита с выделениями полевого шпата размерами 6 × 8 *см* с вкраплениями мусковита. Немного ниже по течению речки того же названия, появляется многослюдистый гнейс, прорезанный тремя жилами пегматита, из коих одна пластового типа, мощностью в 0,8 *м*, другие две до 4,8 *м*. Пегматит двуслюдистый с единичными выделениями полевого шпата размерами 8 × 15 *см*.

Д. Шурково. Месторождения полевого шпата расположены на береговом плато и по скату р. Глубочек, впадающей в Хомору, в местах выходов гранито-гнейса и гранита. Толщи их прорезаны жилами пегматита с вкраплениями апатита; средний размер зерен полевого шпата 3 × 4 *см*. Промышленный запас определен в 83 *т*. Разработки открытые — ямами.

М. Барановка, в 28 *км* от жел. дор. ст. Мирополь. В окрестностях м. Барановка встречается гранит, переходящий в пегматитовый гранит, с красноватыми выделениями полевого шпата. Промышленный запас полевого шпата невыяснен, но таковой должен быть весьма значителен, если судить по отдельным, выдающимся по своей мощности и величине, пегматитовым жилам. Эти месторождения по сие время снабжают Барановскую фарфоровую фабрику, существующую свыше 100 лет, необходимым сырьем для фабрикации своих изделий, как полевым шпатом, кварцем и каолином.

М. Городница, в 13 *км* от жел. дор. станции Пост Дровяной Киево-Ковельской жел. дор. Месторождения полевого шпата рассеяны по правому берегу р. Случи; на обширной площади, в разных местах, выступают то отдельные бугры, то небольшие хребтовидные возвышения сероватых гнейсов, прорезанных пегматитовыми жилами, заключающих розоватый и мясо-красный полевой шпат и кварц. За время существования завода таких разработанных холмов встречается довольно много. Разработка здесь велась в открытую, на незначительную глубину. Промышленный запас полевого шпата невыяснен.

Д. Чижевка, в 24 *км* от жел.-дор. станции Пост Дровяной Киево-Ковельск. жел. дор. В береговых обнажениях р. Случи около этой деревни выходит пегматитовая жила, в 14 *м* высотою, которая тянется по берегу реки около 80 *м*. Запас его невыяснен и месторождение не разрабатывалось.

С. Суслы, в 8 *км* от Новоград-Волынска, на левом берегу р. Смолки, выделяется холм, сложенный из пегматового гранита с мясо-красным полевым шпатом, который простирается и по склонам соседней боковой балки. Пегматитовые жилы попадаются также и на пространстве между Случем и Смолкою, представляющее плато из гнейсов и гранитов, покрытых рыхлыми, желтовато-серыми песками и суглинками.

Киевская губерния. Радомысльский уезд.

1) М. Коростышев. Полевошпатовые месторождения встречаются в районе Коростышева, расположенного в 30 *км* от жел.-дор. станции Житомир, в пегматитовых жилах, прорезывающих биотитовый гранит. Пегматитовые жилы пересекают гранитовые толщи по всевозможным направлениям, достигая местами значительной мощности.

2) С. Козиевка. Ближайшая жел.-дор. станция Житомир находится в расстоянии 40 *км*. Не доходя села, в береговых обнажениях граниты прорезаны во многих местах пегматитовыми жилами, в которых встречаются выветрелый красно-бурый гранит.

В самом селе Козиевке, около церкви, высятся скалы, сложенные из крупнозернистого пегматита, с полевым шпатом крупных размеров. Такие же выходы пегматитов наблюдаются ниже с. Козиевки по левому берегу реки, и, реже, по правому, мощностью в 2—3 *м*, а иногда и больше.

3) С. Городок, расположен по течению р. Тетерева в 6 *км* ниже села Козиевки. В самом селе, как по левому, так и по правому берегу, выступают многочисленные пегматитовые жилы и прорезывают гнейсы по всевозможным направлениям. Ниже села Городка, в левых береговых обнажениях, снова появляются биотитовые гнейсы, прорезанные целым рядом пегматитовых жил.

4) С. Мининов. Не доходя села, на левом берегу Тетерева выходят гнейсы с пегматитовыми жилами.

5) Рудня [illegible]ецкая или Калиновка расположена напротив села Мининова у [illegible]ной реки Вилки. Здесь, по правому берегу Тетерева, ниже мельничной пл[illegible] обнажаются гнейсы, прорезанные жилами пегматита с выделениями полевого шпата.

Уманский уезд.

6) с. Буки, в расстоянии 22 *км* от жел.-дор. станции Поташ. Полевошпатовые месторождения находятся около села по реке „Горный Тикич", в береговых обнажениях которого выступают толщи серых гранитов, прорезанных пегматитовыми жилами, содержащими включения розоватого и красноватого цветов полевого шпата.

7) с. Харькова., в расстоянии 11 *км* от ст. Поташ ниже села, по реке Иваньки обнажаются пегматитовые жилы, содержащие полевой шпат. В жилах попадаются иногда полевые шпаты, равномерно проросшие кварцем и местами содержащие включения небольших пачек темной слюды.

8) с. Тимашевка, в расстоянии 13 *км* от ст. Поташ. По берегу р. Иваньки, ниже села, в обнажающихся по берегу реки гранитах и гнейсах проходят пегматитовые жилы, содержащие включения полевого шпата, такого же характера, как и в Харькове, но более светлых оттенков.

9) с. Маньковка, в расстоянии 7 *км* от ст. Поташ в ямах, возле села, открыты жилы белого пегматита, равномерно проросшего тонкими кварцевыми прожилками.

Подольская губерния.

С. Пятничаны, Винницкого уезда. Полевошпатовые месторождения встречаются в каменоломнях, расположенных между названным селом и городом Винницей в расстоянии 4,5 *км* от жел.-дор. станции того же названия. Здесь, на обширной площади, гранит во многих местах прорезан пегматитовыми жилами разнообразной мощности и различного направления; качество полевого шпата, а равно степень его пригодности для керамических целей, не выяснены.

Ст. Гнивань. Обширные гранитные ломки расположены на восток от станции и соединены с последней ширококолейной веткой. Каменоломни служат главным образом для разработки тонко-зернистого однородного, темно-серого почти черного гиперстенового гранита. Последний разбит многочисленными трещинами, выполненными пегматитовыми породами. Месторождение заслуживает серьезного внимания, так как разработка полевого шпата может итти попутно с добычей гранита.

С. Шамраевка, Балтского уезда. По правому берегу Синицы, ниже железнодорожного моста, в береговых обнажениях реки проходит почти вертикально в розоватом малослюдистом граните полоса породы, шириной около 2 *м*, заключающей идиоморфные кристаллы полевого шпата ярко розового цвета.

Данилова Балка, Балтского уезда, в 11 *км* от ст. Грушки. Пегматитовые жилы встречаются возле хуторов, в темном, мелко-зернистом гнейсе.

Саватиновка, Балтского уезда, в расстоянии 20 *км* от ближайшей станции Грушки при впадении речки Саватиновки в Буг. Жила крупно-зернистого гранита, ярко-красного цвета, проходит в полосатом шлировом гнейсе. Гранит богат включениями микроклина, в виде крупных порфировидных выделений в основной массе жилы. Кроме него содержится еще ортоклаз, плагиоклаз, кварц и темная слюда.

С. Онисково, Балтского уезда, в 22 *км* от ст. Голованевск, по правому берегу р. Буга, не доезжая большой мельницы в выступающих здесь малослюдистых гранитах проходит красная пегматитовая жила с темным кварцем. Полевые шпаты, заключенные в ней, разнообразной величины.

С. Лашево, того же уезда, в расстоянии 8 *км* от ст. Синюхин Брод. В оврагах, открывающихся в долину р. Буга, имеются обнажения кристаллических пород, прорезанных пегматитовыми жилами.

С. Табаново, того же уезда, в 17 *км* от Голованевска. Выходы пегматитовых жил встречаются по течению реки Ятрань, против оврага, идущего от с. Наливайки и впадающего в долину Ятрань.

Херсонская губерния. Криворожский район.

С. Петрово. Приблизительно в 300 *м* от залежей [illegible]ита обнажены пегматиты с полевым шпатом серого цвета, местами переходящ[illegible] в темно-бурый. По качеству Петровский полевой шпат считается лучшим в Кр[illegible]ворожском округе.

С. Анновка, расположенное в 4,5 *км* от ст. Рядовая Екатер. ж. д. Анновский полевой шпат хуже Петровского, так как содержит в себе значительные прожилки кварца.

Таврическая губерния.

С. Ново-Игнатьевка, Мариупольского уезда, в расстоянии 28 *км* от жел.-дор. станции Волноваха. Пегматитовая жила сечет красный, крупно-зернистый биотитовый гранит в направлении с севера на юг под углом в 40° — 45°. Мощность ее около 16 *м*. Полевой шпат, мясо-красного цвета, изредка прорастается светло-розовым, легко рассыпается по спайности на мелкие кусочки величиною 2×2 *см*. Кварц прорастает крупными прожилками, ширина которых достигает до 20 *см*. В общем содержание кварца колеблется от 20 до 50% всей пегматитовой жилы.

Кроме главной жилы, вскрытым здесь карьером обнажается в северной стенке карьера вертикальная жила до 1,4 *м* шириной. Полевой шпат такого же типа, как и в первой жиле, но только чаще и более мелкими промежутками прорастает кварцем. В восточной стенке карьера наблюдается 3-я жила шириною до 0,[illegible] *м*, с большим преобладанием кварца, до 75%. В шагах 10 от главного карьера пегматит принимает характер еврейского камня.

Разработка полевого шпата ведется открытым карьером площадью 6×8 *м* и при глубине до 6 *м*. Мощность покрывающих пород до 5 *м*. Стоимость добычи 16 *кг* 16 р. 20 к., вскрыша и проч. расходы 7 р. 80 к., доставка гужем на ст. Волноваху 4 р. 80 к. за тонну. Продажная цена 34 р. 20 к. за тонна. Средняя добыча в мес. от 3-х до 5-ти вагонов, при чем за год с 1 октября 1922 г. по 1 октября 1923 г. добыто 207 *т*. Работа ведется кустарным образом, преимущественно местным крестьянством, образующим артели в 5—6 человек. Работа исключительно кайловая, так как применение порохострельных работ, при рассыпчатости полевого шпата, повлекло бы к образованию мелочи—мусора.

Химический состав полевого шпата по анализам Харьковского Технологического Института в августе 1924 года таков:

	I.	II.
Кремнезем SiO_2	64,36	67,90
Глинозем Al_2O_3	20,87	18,16
Окись железа F_2O_3	0,33	1,00
Окись кальция CaO	0,12	1,60
Окись магния MgO	0,55	0,34
Серной кислоты SO_3	0,68	0,65
Щелочей	11,80	9,55
Потери	0,52	0,47

В развитых, на пространстве от с. Волновахи до с. Н. Игнатьевка, кристаллических породах пегматитовые жилы довольно часты. Здесь раньше эксплоатировались 3 — 4 жилы. В настоящее время ямы, из которых он добывался, засыпаны. Полевой шпат по характеру такой, как и у Игнатьевки.

С. Елисеевка, Бердянского уезда. По сообщению проф. И. И. Танатара были попытки добычи полевого шпата в селе Елисеевка, где было добыто 300 *т.*

Общая характеристика.

Сравнение типов пегматитовых жил из разных мест Днепровской кристаллической полосы дает возможность сделать некоторые общие выводы, сущность которых сводится к следующему:

1) Глубинные изверженные породы рассекаются жилами, в метаморфических породах; жилы часто идут по сланцеватости. Мощность их изменяется от 0,045 *м* до 7,5 *м.*

2) Одиночные жилы встречаются редко, чаще всего они появляются в виде целой свиты с сетью апофиз по всевозможным направлениям.

3) В расположении породообразующих минералов наблюдается известное различие, так, напр., встречаются жилы, содержащие в центральной части скопления крупных индивидуализированных масс кварца, с переходом по краям в более мелкий аггрегат; у зальбандов наблюдается типичная пегматитовая структура и, наконец, в самом контакте с другими породами, особенно гнейсовыми, выступает аплит.

4) В жилах полевые шпаты достигают 0,5 *м* в поперечнике. Там, где замечаются крупные выделения полевого шпата, кварц занимает подчиненное положение по отношению к полевому шпату и наоборот.

5) Размер отдельных компонентов находится в прямой зависимости от мощности жил, при чем крупные размеры имеет чаще кварц, нежели полевой шпат.

6) Из общего числа распространенных жил 80% приходится на долю жил, содержащих микроклин; 8% — с содержанием ортоклаза и 12% с плагиоклазом. Исключительно плагиоклазовые жилы наблюдаются реже, они не достигают такой мощности.

7) Цвет жил находится в прямой зависимости от полевого шпата, который изменяется от молочно-белого до мясо-красного.

8) Из второстепенных минералов наиболее частыми спутниками являются апатит в виде зерен, железистый гранат и реже турмалин и магнитный железняк.

Перспективы полевошпатовой промышленности на Украине.

Приведенный перечень далеко, конечно, не исчерпывает всех полевошпатовых месторождений Украины. Несомненно, что при детальном обследовании специально пегмативовых жил будут обнаружены новые месторождения, до сих пор еще неизвестные. Для постановки дела на практическую почву необходимым является изучение месторождения как с горно-технической, так и с экономической точек зрения. Потребность в таком обследовании особенно чувствуется для украинских месторождений, представляющих в большинстве случаев жилы, разработка которых связана

с одновременной выемкой окружающей пустой породы, иногда в значительном объеме. В силу чего из ряда месторождений придется выделять лишь такие, в которых это соотношение является наиболее выгодным. Выразить, однако, его в цифрах за отсутствием практических данных является пока преждевременным, так как, несомненно, оно зависит от ряда причин и, сообразно местным условиям, может изменяться в ту или другую сторону.

Необходимо избрать два или три центральных пункта, выгодно расположенных в смысле доставки сырьевых запасов, куда стекался бы весь добываемый в этом районе полевой шпат. Здесь, в особо устроенных фабриках, он сортировался бы, перемалывался бы, на основании данных анализа маркировался бы и уже отсюда распределялся бы сообразно требованиям рынка. Такая постановка дела дала бы реальную возможность выявить характер полевошпатовых месторождений, пригодных для разработок, выработать целесообразный и выгодный методы их эксплоатации и вводить усовершенствованные способы добычи их. Лишь только становясь на этот путь, возможно будет удовлетворять полностью наши внутренние рынки, но попутно с этим открыть и экспортные перспективны по примеру других стран. Прекрасный образец в этом отношении дают Соединенные Штаты, Канада, Швеция и Норвегия где разработка полевых шпатов достигла больших размеров, а в двух последних странах ведется почти исключительно для экспортных целей. При отсутствии объединенных централизованных пунктов, правильной и плановой постановки этого дела—трудно ожидать развития этой отрасли промышленности и переход ее из кустарного состояния, в котором она находится сейчас, в самостоятельную единицу добывающей горной промышленности. Первые опыты такой централизации должны быть предприняты на Волыни, исключительное богатство которой полевошпатовыми месторождениями ставит ее совершенно в особые условия. Учитывая, с другой стороны, близость волынских месторождений к границе, существование здесь ряда фарфоровых заводов и более или менее сносные условия транспорта, — вопрос о создании самостоятельной полевошпатовой промышленности, как одной из новых отраслей народного хозяйства, должен быть поставлен актуально в самое ближайшее время. По такому же пути должна пойти эта промышленность и в других местах Украины, заключающей в своей обширной кристаллической полосе многочисленные пегматитовые жилы, с включением полевых шпатов.

Литература о полевых шпатах.

1) Белянкин, Д., проф. О полевых шпатах, их свойствах и месторождениях в России. Журнал „Главсиликат". Москва. 1922 г. Январь, № 1—2.

2) Бельский, С. В. Отчет о геологических работах 1921 года в Волынской губ. Изд. Вол. Губ. Сов. Нар. Хоз. Житомир. 1923 г.

3) Рубан, М. Изверженные породы притоков среднего течения р. Случа. Уп. Мирополь Рогачев в Вол. губ. Житомир, 1925 г.

4) Ненадкевич, Н. К. Река Случ в среднем течении и ее изверженные породы (исследования горных пород.) Граниты. Пегматиты. Житомир. 1925 г.

5) Михайловский, Г., проф. Геологические исследования в Балтском уезде, Подольской губ. Изв. Геол. Ком., т. XX. С.-Петербург, 1901 г.

6) Миклухо-Маклай, М. Н. Геологические исследования Новоград-Волынского и Житомирского уездов Вол. губ. С.-Петербург, 1889 г.

7) Лучицький, В. И., проф. Кристалічні лупаки і вапняки Київщини та їх контакти з гранітами. Віст. Укр. Геол. Ком. Київ, 1919 р. В. І.

8) Попов, А. О применении русского полевого шпата и элеолита. Стеклозаводчик 1916 г. № 6, стр. 5—7.

9) Гинзбург, И. И. Полевой шпат на севере. Журн. Поверхность и Недра. С.-Петербург, 1917 г. II. 119—120. (Общие данные о ввозе и эконом. стор. вопроса).

10) Пятницкий, П. Исследование кристаллических сланцев юга России. Харьков, 1898 г., стр. 218 (пегматитовые жилы).

11) Грищинский, П. И. Месторождения мусковита в окр. м. Чуднова, Вол. губ. Рудный вестник, 1916 г. I стр. 18—19.

12) Ферсман, А. Е., Полевые шпаты. Естеств. произв. силы России, т. IV. № 28 Петрогр. 1919 г. Изд. Российск. Академ. Наук.

13) Вернадский, В. И. академик., О типах пегматитовых жил. Изв. Акад. Наук II в С.-Петербург, 1914 г.
14) Вернадский, В. И., акад. История минералов земной коры Т. I, вып. I Ленинград, 1925 г., стр. 111.
15) Лисін, Б. С., проф. Глины та глиняна промисловість на Україні Київ, Видав. „Праця", 1918 р., стр. 30—31.
16) Ферсман, А. Е. Письменная структура пегматитов и причины ее возникновения. Изв. Акад. Наук. С.-Петербург, 1915 г.
17) Федоровский, Н. М. проф. Генезис минералов. Москва, 1923 г. (Пегматитовые жилы), стр. 71—81.
18) Эммонс, В. Введение в учение о рудных месторождениях. Ленинград—Москва, 1925 г. (Пегматиты 31—42).
19) Watts, A. S. Mining-and treatm. of feldspars, kaolin. Bureau of Mines. Miner. Technolog. Bull. 53. Wash. 1913.
20) Lechatelier, H. La silice ef les silicates. Paris, 1914. (Применение в керамике).
21) Bastin, E. Geology of the pegmatites of Maine. Bull. Unit. Stat. Geol. Survey. 1911 г. № 455.
22) Watts, A. S. The Feldspar of the N. Engl. a. North Appalach. States. Bureau of Mines. Miner Tehnol. Bull. 92 Wash. 1916.
23) Сырокомский. Извлечения калия из полевых шпатов. Бюлл. Осведом. Бюро К. В. Технич. помощи. Петроград. 1917 г. № 13, стр. 530 (из Metallic. a. Chem. Engin. 1917, p. 704).

Горн. Инж. А. П. Иванов.

Огнеупорные материалы и флюсы Урала и Кузбасса.

Кварциты.

В виду богатства Урала залежами чистых жильных кристаллических кварцев, там в течение долгого времени имелось предубеждение против употребления менее чистых по виду кварцитов в огнеупорном деле и лишь, сравнительно, недавно кварциты стали вытеснять на заводах кварцы.

Златоустовский завод целый ряд лет изготовлял динас из дымчатых и молочных кварцев, которые добывались в 17—55 *км* от места их потребления; на их непланомерную добычу и доставку гужем затрачивались большие средства, при наличии почти в черте завода громадных залежей кварцита, вполне удовлетворяющего, как это доказал опыт, всем требованиям, предъявляемым к материалу для приготовления хорошего кварцевого кирпича. Кварцит горы Татарки находится всего в нескольких десятках метров от Нижнего-Златоустовского завода, изготовляющего огнеупорные изделия. Также и на Катав-Ивановском заводе теперь на изготовление динаса идет местный Катавский кварцит.

Ниже мы приводим химический состав и результаты заводских испытаний кварцитов Южного и Среднего Урала.

Кварциты Златоуста.

Татарский кварцит с нижних (до 4—6 *м* глубины) слоев; чистый, светло-серый, без полос и без вкрапленностей, мелкозернист; только самые верхние слои загрязнены примесями. Рост при нагреве чистого, белого кварцита 5%, серого—7%; переносит нагрев спокойно, без нарушения механической прочности.

Химический состав обеих разностей Татарского кварцита и кварцита с горы против металлургического завода:

		Потери прокалив.	SiO_2	$Al_2O_3 + Fe_2O_3$	MgO	CaO	Mn_3O_4	ZnO	Удельн. вес	$t°$ плава.	Примечания.
Татарский	Серый	0,13	96,75	3,00	Сл.	Сл.	0,11	0,11	—	1730°—1740°	Слюдистые прослойки, налет Cu_2O и ZnO
	Белый	нет	98,00	1,88	Сл.	Сл.	0,10	—	2,65		—
Кварцит горы против металлургического завода.		0,30	98,80	6,46	—	Сл.	—	—	—	1730°—1740°	Углистые [1]) вещества.
		1,30	95,30	2,88	0,10	0,20	—	—	2,65		

Заводские испытания дали:

	При условии очень медленного нагрева и охлаждения													При быстр. нагр. и охлажд.		
	Потеря в весе %				Увеличение в объеме %				Удельный вес после обжига %					Увеличение объема		
	При температуре обжига				При температуре обжига				При температуре обжига					При температуре обжига		
	835°	1000°	1200°	1450°	835°	1000°	1200°	1450°	835°	1000°	1200°	1450°	1680°	835°	1000°	1450°
Татарский белый .	—	0,51	—	0,18	—	4,30	1,06	4,25	2,65	2,65	2,67	2,64	2,27	0,83	1,05	1,62
„ серый [1])	0,03	0,40	0,21	0,24	—	3,48	3,22	6,97	2,67	2,66	2,57	2,60	2,28	2,24	1,43	1,66

Кварциты катавские: химический состав кварцита с Юрезанского хребта. SiO_2 — 96,19%, Al_2O_3 — 0,89%, Fe_2O_3 — 1,77%, MgO — следы, CaO — 0,33; Удеиьный вес 2,62.

Результаты заводского испытания [1]):

При условии очень медленного нагрева и охлаждения											При быстром нагреве и охлаждении		
Потеря в весе %			Увеличение объема %			Удельный вес после обжига %					Увеличение объема %		
При температуре обжига			При температуре обжига			При температуре					При температуре		
1000°	1200°	1450°	1000°	1200°	1450°	835°	1000°	1200°	1450°	1680°	835°	1000°	1200°
0.80	0,53	0,18	8,24	3,94	8,49	2,65	2,16	2,65	2'62	2,26	1,32	1,70	1,39

Кварциты Белорецких заводов. Химический состав:

	Кварциты Велорецкой дачи	Кварциты Тирлянские [1])
SiO_2	95,12%	96,41%
$Al_2O_3 + Fe_2O_3$	3,00 „	3,00 „
MgO	0,15 „	0,29 „
CaO	0,56 „	0,40 „
Удельный вес	2,51	2,64 „
Темпер. плавл.	1740—1760°	1700—1730°

Кварциты Алопаевских заводов. Химический состав: потеря при прокаливании—0,28%, SiO_2—98,52%, $Al_2O_3 + Fe_2O_3$—1,02%, CaO—0,1%.

Кварциты Висимо-Уткинской дачи. Кварциты Висимо-Уткинской дачи, бывш. Нижне-Тагильского округа, по опытам последних годов годны для изготовления динаса. Залежи кварцитов не разведаны, но, повидимому, запасы их весьма значительны.

Приведем аналогичные данные для уральских кварцев.

Кварцы Златоустовского округа. Для изготовления динаса Златоустовским заводом разрабатывались месторождения дымчатых и молочных кварцев: Таганайское, Утяшское, Медвежье, Наземское, Лекарское и Темное Царство, расположенные на одноименных горах.

[1]) Уральский Техник, 1925 г., № 5, стр. 42.

Химический состав этих кварцев и их физические свойства:

	Потери при прокаливании	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	MgO	CaO	Mn_3O_4	Удел. вес	t^0 плавл.	Примечания
	В процентах									
Таганайский кварц . .	10,16	98,33 99,35	0,21	0,24	Следы	0,17	нет	2,65	1730—1760°	Мелкокристаллическ.
Низемский „ . .	—	99,68	0,26		0,06	—	нет	2,67	1690—1720°	Крупнокристаллическ. белый, однородный.
Окрест. р. Сыростань:										
Лекарский кварц. . .	0,10	99,20	0,40		0,04	0,11	—	2,66	1710—1730°	Цвет белый, мелкозернистый.
Темного Царства . . .	0,22	99,5	0,05	0,30	Следы	0,05	След.	2,646	1710—1740°	Крупнокристаллическ. хрусталевидн., иногда дымчатый.
Миасский кварц. . . .	—	97,3	—	—	—	—	—	2,638	1720—1740°	Серый, мелкокристалл. с дымчат. кристалл. и прослойки шпата.
Чебаркульский кварц [1])	—	99,01	—	—	—	—	—	2,398	1700—1730°	С кристаллами хрусталя.

Результаты заводских испытаний части указанных кварцев таковы:

	При условии очень медленного нагрева и охлаждения											При быстром нагреве и охлаждении куски не сохраняют своей формы.
	Потеря в весе %				Увеличение объема %			Удельный вес после обжига				
	При температуре обжига				При температуе обжига			При температуре				
	835°	1000°	1200°	1450°	1000°	1200°	1450°	835	1000°	1200°	1450°	1680°
Таганайский кварц	—	0,21	0,23	0,46	4,85	3,96	15,84	2,66	2,63	2,63	2,62	—
Наземский „	—	0,32	0,33	0,36	3,08	6,52	4,74	2,64	2,64	2,64	2,66	—
Окрестн. р. Сыростань:												
Лекарский кварц . . .	—	0,34	0,21	0,42	1,87	8,27	7,81	2,66	2,65	2,63	—	2,47
Темного Царства кв. .	0,55	0,18	—	0,78	3,75	4,35	6,63	2,66	2,65	2,65	2,56	2,36

Кварцы Нижне-Салдинского района. Нелобский кварцевый рудник находится в 11 *км* к востоку от Нижне-Салдинского завода и в 1 *км* от пристани Нижне-Салдинского пруда. Кварц залегает мощными пологопадающими жилами в слюдисто-хлоритовых сланцах. Качество кварца хорошее—98% SiO_2 и приготовленный из него динас славится на весь Урал. Детальных разведок Нелобского месторождения не было и потому запасы его неопределены.

Кроме упомянутых месторождений, по всему Уралу рассеяны многочисленные залежи прекрасных кварцев и кварцитов, лежащие вблизи металлургических заводов (Полуденские разработки Надеждинского комбината, Карьеры Свердловского треста Среднего Урала, Чусовские—Перского треста и т. п.).

Огнеупорные глины.

Огнеупорные глины Урала разделяются по местам их нахождения на четыре группы:

1. Пластовые залежи глин третичных отложений восточного склона Урала (Денижкинская копь, Салдинские глины, глины Алапаевско-Каменской полосы и глины Челябинского района).

2. Верхне-третичные западного склона Урала (Кунгурско-Красно-Уфимского районов).

3. Постплиоценовые глины центральной части Урала, частью аллювиальных, главным образом элювиальных отложений.

[1]) Уральский Техник, 1925 г., № 5, стр. 42.

4. Глины жильных залежей около рудных жильных шляп в кристаллических сланцах и известняках.

Кунгурский район. В 22—33 *км* к востоку от г. Кунгура разрабатывались нижеуказанные месторождения огнеупорных глин, большей частью белого и серого цветов, местами переходящих в алые и буроватые, залегающих обыкновенно неправильными гнездами среди красных и ржаво-желтых глин и светлых кварцевых песков плиоценового возраста. Эти плиоценовые наносные отложения выполняют углубления и провалы среди известняков, главным образом, верхне-каменноугольного возраста и частью известняков кунгурского яруса пермокарбона.

1. Сухоложские прииски в 3,3 *км* на восток от дер. Сухой Лог, Тазовской волости и в 7—8 *км* на север от жел.-дор. станции Шумково. В 1914 г. Лысьвенский завод производил разведку на небольшом участке. Результаты разведки: огнеупорные глины залегают среди обыкновенных глин и песков гнездами, на глубинах от 5,3 до 7,8 *м*; средняя мощность слоя огнеупорной глины 1,5 *м*. Площадь наиболее выгодной эксплоатации—6 240 *кв. м*, а запасы глины более 7 000 *т*. Недалеко от разведанной площади, на крестьянских землях кустарно добывались огнеупорные глины из пластов, мощностью в 1,0—1,5 *м*.

Химические анализы Сухоложских глин [1]) (в $^0/_0$):

Потеря при прокаливании . . .	от 5,8 до 14,1
SiO_2	„ 54,44 „ 78,24
Al_2O_3	„ 13,10 „ 22,56
Fe_2O_3	„ 0,55 „ 1,38
CaO	„ 0,60 „ 0,80
TiO_2	„ 2,0 „ 4,1

2. Пеньковский прииск находится на правом берегу р. Сылвы, у самой дер. Пеньки, в 3,3 *км* от села Кишертского. В настоящее время месторождение почти выработано и, повидимому, раньше представляло одно гнездо площадью около 5 463 *кв. м* до глубины 14 *м*. Еще в 80-х годах Пеньковская глина славилась высоким качеством. Проба со старых отвалов дала: потеря при прокаливании—9,3$^0/_0$; SiO_2—66,9$^0/_0$; Al_2O_3—16,5$^0/_0$; Fe_2O_3—1,3$^0/_0$; TiO_2—4,1$^0/_0$. По соседству со старым прииском вырабатывается также глина, слегка синевато-серая.

В отношении транспорта глины Кунгурского района находятся в благоприятных условиях: район пересекается железной дорогой Пермь-Свердловск со станциями Кишерть и Шумково и сплавной рекой Сылвою.

Иргинский район. В Красноуфимском уезде, в системе р. Иргины, левого притока р. Сылвы, месторождения огнеупорных глин также приурочены к углублениям верхне-каменноугольных известняках возвышенностей Дубовой Горы и Верхне-Иргинских. Глубина залегания и мощность огнеупорных глин весьма разнообразна и непостоянна. Так как глины в Иргинском районе разрабатываются уже много десятков лет, то почти все те места, где белая глина залегала ближе к поверхности, уже выработаны, а потому в настоящее время лучшие глины, в большинстве случаев, должны добываться с глубины до 30—40 и более метров.

Химические анализы глин Иргинского района [2]) (в $^0/_0$):

	Потери при прокаливании	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	TiO_2
Дубовая гора — белая глина . .	14,7	46,5	34,4	0,9	1,7
„ „ „ „ . .	15,1	48,0	32,4	1,2	1,9
„ „ „ „ . .	14,6	47,6	32,3	1,1	3,5
„ „ „ „ . .	11,2	57,8	25,4	1,85	1,8
„ „ „ „ . .	16,3	43,0	38,3	1,3	1,7
„ „ светлая „ . .	9,3	64,7	17,7	1,2	2,1
„ „ темная „ . .	14,3	53,0	29,1	1,0	2,0
„ „ темноват. глина	17,0	41,6	34,5	3,56	1,3
„ „ „ „	16,0	45,1	35,6	0,85	2,4

[1]) Отчет Геологического Комитета за 1916 г., стр. 603.
[2]) Отчет Геологического Комитета за 1916 г., стр. 603—626.

Со всего Иргинского района глины доставлялись на реку Сылву, на пристань у села Торговижского. Расстояние от Торговижской пристани до приисков глин на Дубовой Горе 16—20 *км*, в Верхне-Иргинском участке 30 *км*. На Сылве в селе Торговижском глина грузится на баржи, которые там же и строются.

Красноуфимский район. В районе Казань-Свердловской жел. дор. на запад от г. Красноуфимска имеется несколько месторождений огнеупорных глин: в 7 *км* от. г. Красноуфимска, на запад по р. Сарге; в 33—35 *км* на запад от города около ст. Шнарик; близ дер. Чад в Алмазовском казенном лесничестве.

Химические анилизы глин [1]) (в $^0/_0{}^0/_0$):

	с глубины 3 *м*	с глубины 4 *м*	с глубины 6 *м*
SiO_2	53,30	58,36—59,20	58,00—59,99
Al_2O_3)	35,20	28,12—30,22	28,18—29,58
Fe_2O_3)		0,04 – 0,95	0,08— 0,87
CaO	0,61	0,67— 1,30	0,63— 2,45
MgO	след.	0,08— 0,09	0,06— 0,13
Потери от прокаливания	10,60	8,64— 9,00	6,22—11,00

Месторождения глин около ст. Шнарик находятся на железной дороге в 33 *км* от сплавной реки Уфы. Глубина залегания глин небольшая: 4—6 *м*. Для выяснения запасов нужна разведка.

Журавлинская глина. В Пермском уезде по левому берегу р. Чусовой, немного ниже впадения в нее р. Поныш, в 3 *км* на запад от дер. Койвы, находится, принадлежащее Лысвенскому Горному Округу, Журавлинское месторождение белой глины—каолина; сам Журавлинский прииск в 22 *км* от ст. Всесвятской Горнозаводской линии Пермской жел. дор. Глина, по разведкам 1903 г., залегает на глубинах от 6 до 24 саж. слоями, мощностью от 1 до 4 *м*, при чем в некоторых местах попадается по 2 и 3 слоя белой глины, разделенных то песчаником, то желтобурой глиной.

Химический состав Журавлинских глин [1]) (в $^0/_0{}^0/_0$):

SiO_2 . .	43,12—44,62
Al_2O_3 .	38,04—38,73
Fe_2O_3 .	0,25— 0,21
H_2O . .	18,61—16,51

Чистота Журавлинской глины, ее, повидимому, достаточные запасы и близость сплавной и судоходной р. Чусовой являются благоприятными условиями для ее эксплоатации.

Верх-Исетский округ. Для нужд Верх-Исетского завода работались глины Мельковского месторождения в 9 *км* от Верх-Исетского завода и Ягодного прииска в 4,5 *км* к югу от разъезда № 117 Шуралинского, Горнозаводской жел.-дор. линии. Глины белые огнеупорные—анализов не имеется.

В Режевской даче огнеупорные глины имеются на Белокаменском, Хвощовском рудниках и на Каракулинской и Соколовской копях. Белокаменский рудник расположен в 2 *км* от Режевского завода и обладает, повидимому, значительными запасами глины.

Анализы Белокаменских глин [1]) (в $^0/_0{}^0/_0$):

	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	Потери при прокалив.
Очень белые глины . . .	68,10	20,08	2,72	1,31	0,29	—
„ „ „ . . .	42,33	36,08	2,42	1,65	0,32	12,20
„ „ „ . . .	73,00	17,02	0,78	0,41	0,18	8,5
Белая	54,10	28,55	1,75	0,65	0,38	13,8
Бурая	52,10	29,82	1,68	0,89	0,58	14,1
Черная	45,50	31,83	1,37	0,65	0,68	18,35

Хвощовская копь находится в 4,5 *км* от Режевского завода; химический состав: SiO_2 от 49,54$^0/_0$ до 50,96$^0/_0$, Al_2O_3 от 26$^0/_0$ до 32,16$^0/_0$ и Fe_2O_3 от 2,48$^0/_0$ до 2,72$^0/_0$. Копь разрабатывалась издавна, площадь ее сравнительно невелика, поэтому запасы ее едва ли значительны.

[1]) Отчет Геологического Комитета за 1916 г., стр. 603—626.

Каракулинская копь лежит в 2 *км* от Режевского завода; состав: SiO_2 — 52,22%, $Al_2O_3 + Fe_2O_3$ — 28,68%. Благодаря хищническим работам, месторождение испорчено.

Соколовская копь — белая глина, анализов не имеется.

Алапаевский район. В округе Алапаевских заводов месторождения огнеупорных глин находятся: Сухоложское на руднике Ветка, в 4,5 *км* от Алапаевска; Пустаевское в 3,3 *км* на северо-восток от Алапаевска; Чехомовское в 18 *км* от Алапаевска и вблизи Верхне-Синячихинского завода и Черепановское. Глины в виде гнезд выполняют провалы среди известняков.

Химические анализы [1]) (в %%):

	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	Потери при прокалив.
Сухоложская глина . . .	59,92	28,99	2,11	0,63	0,18	11,41
„ „ . . .	50,50	31,83	1,07	1,90	0,25	13,55
Пустаевская „ . . .	55.09	29,59	2,77	0,22	0,72	10,95
„ „ . . .	54,30	31.51	1,67	0,36	0,30	10,79
Чехомовская „ . . .	62,00	22,19	3,61	0,96	0,69	13,05
Черепановская „ . . .	66,68	20,62	2,72	1,33	1,15	7,80

Камышловский район. В 11—22 *км* к северу от ст. Богданович, Омской ж. д. около селений Кашинского, Курьинского и Ново-Пышминского группируются месторождения огнеупорных глин, являющихся объектом интенсивной разработки. Мощность чистых белых и серых глин, залегающих под покровом верхних железистых глин, доходит до 10 *м*.

Химические анализы [1]) (в %%):

	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	S	Потери при прокалив.
Глины Курьинск. р.	41,93	38,35	2,57	0,22	сл.	0,34	14,46
„ со ст. Богданович бел. .	42,30	39,32	2,11	0,25	0,52	—	14,51
„ „ „ „ син. .	42,30	40,17	2,66	0,40	0,24	—	14,50
„ „ „ „ . . .	44,48	38,30	1,80	0,37	0,23	—	13.38
„ „ „ „ . . .	42,25	41,49	0,71	0,79	0,42	—	14,20
„ Камышловская	53,90	32,53	2,54	0,52	0,59	—	11,26
	42,46	41,84	2,22	0,33	0,18	—	13,68
	43.68	40,50	2,31	0,10	—	—	12,40
Глины Камышловск. в 5—6 *км*	46,40	38,82	1,66	0,12	—	—	12,00
к югу от ст. Богданович	50,12	26,98	5,92	0,64	—	—	15,00
	33,20	47,90	0,89	0,25	—	—	33,20

Кыштымские глины. В различных местах Кыштымской дачи имеются месторождения огнеупорных глин, химические составы которых [1]) (в %%):

	Потери при прокалив.	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	MnO
Каштымск. бел. глина	9,4	63,00	28,20	1,31	0,27	сл.	—
„ „ „	12,7	49,90	34,96	1,98	0,30	0,69	—
	11,89	50,65	32,27	1,07	0,99	0,31	сл.
Разведка 97 кварт.	12,04	60,09	31,00	1,89	1,18	0,55	сл.
	8,74	64,53	23,94	2,11	0,31	0,17	—
	9,63	60,33	27,68	1,58	0,56	0,16	—
Бел. глина с Н.-Кышт. з. . . .	10,83	57,60	28,95	1,41	0,26	0,35	0,53
Глина вблизи 2 Вяговск. рудника	11,34	56,00	28,38	3.22	0,52	1,84	—
Лазаретская бел. гл. плотная .	9,52	57,30	28,09	1,67	1,17	0,68	—
То же рыхлая	9,90	55,45	28,02	3,02	1,55	0,58	—
Бел. гл. Чусовск. рудника . . .	8,85	62,90	23,70	1,60	0,40	2,70	—
„ „ „ „ . . .	13,40	49,60	33,50	1,70	0,46	0,98	—
Глина кварт. 120	14,60	47,40	30,33	2,85	1,23	—	—
Глина с Заключн дор. . . .	13,60	48,17	34,30	1,73	0,88	0,10	—
	13,54	48,77	34,44		0,67		
	плот. 0,87	летучих 9,77	47,52				
„ „ Кирпичной „ .	1,33	10,03	53,48	36,60	2,92	0,33	сл.	—
„ квартала 197 . . .	—	—	51,06	32,45	3,32	—	—	—
			50,42	34,40	4,18	—	—	—

[1]) Отчет Геологического Комитета за 1916 г., стр. 622—624.

Глины Каслинской дачи. В 2 *км* от б. Теченской ф-ки находится Кызылташское месторождение огнеупорной глины, гнездового характера. Белая глина залегает слоем изменяющейся мощности от 1 до 2,4 реже 2,8 *м*, образуя большие линзы с запасом до 170 *т*. Местами в белой глине охристые прослойки. Разработка дудками.

Химический состав Каслинских глин [1]) (в %%):

Потери при прокалив.	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	MnO
13,24	52,77	30,68	1,22	0,55	0,24	0,14
15,00	55,06	27,59	1,69	0,60	0,40	—
12,54	60,00	24,45	1,55	1,22	0,24	—
8,28	69,30	19,06	2,10	0,74	0,55	—
12,42	59,86	21,73	2,07	1,20	0,68	—
—	73,10	22,10	2,28	0,29	0,22	—
10,92	57,75	25,53	2,83	1,40	0,98	—

Нязе-Петровские глины. В 22 *км* на запад от Нязе-Петровского завода известно гнездовое месторождение белых глин, разрабатывавшихся подземными работами до глубины 12 *м* от дневной поверхности. Слой глины от 1 до 3, реже до 4 *м* мощности; наибольший запас гнезд доходит до 100 *т*.

Химический состав глин [1]) (в %%):

	Потери при прокалив.	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	FeO	Fe	CaO	MnO
Белая глина	9,46	60,20	26,83	1,63	—	1,13	0,55	0,13
» »	—	67,24	22,46	—	—	1,81	—	-
» »	—	64,68	24,02	—	—	1,22	—	—
» »	—	68,42	20,09	—	—	1,81	—	—
» » I сорт . . .	7,55	65,20	23,60	—	2,20	1,56	0,45	0,58
» » II » . . .	9,46	59,84	27,14	—	2,00	1,40	0,84	0,13
» » отмуч. . . .	7,70	67,80	22,01	—	1,27	0,89	0,74	0,23
» » » . . .	—	69,00	21,86	—	1,69	—	—	—

Глины Шемахинской дачи. В Барановском месторождении Шемахинской дачи разрабатывались огнеупорные глины состава [1]) (в %%):

Потери при прокалив.	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MnO
14,08	46,60	34,20	3,83	0,70	0,49
15,00	46,60	35,00	5,28	0,25	0,60
12,82	50,06	33,16	3,34	0,32	0,32
14,10	46,70	34,76	4,84	0,10	0,08
14,98	48,50	28,30	5,80	0,63	1,63

Глины Челябинского района. В окрестностях Челябинска, в расстоянии до 10 *км* от города, расположены в разных местах разработки и выхода огнеупорных глин. Мощность глины 2—2,7 *м*.

Анализы глин района [1]) (в %%):

	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	Потери при прокалив.	TiO_2	Влаги
У поселка Смолинского	49,12	36,50	1,03	0,34	3,10	12,80	—	—
	52,60	32,80	1,42	сл.	0,18	13,20	—	—
» » Синеглазова	50,7	32,0	1,4	—	—	14,0	1.4	2,2
	54,8	27.5	2,6	—	—	12,1	1,7	2,3

Глины у ст. Чебаркуль. Разработки производились на землях станицы Чебаркульской, мощность глины более 2 *м*. Химический состав ее: SiO_2 — 57,36%, Al_2O_3 — 28,72%, Fe_2O_3 — 0,60%, TiO_2 — 1,00%, потери при прокаливании — 8,87%.

Упомянем о Белкинской глине Надеждинского Комбината (69,9 SiO_2 + 17,50 Al_2O_3 + 1,50 Fe_2O_3 + 0,2 CaO), Сосвенской глине. Обилие на Урале огнеупорных глин, самого разнообразного качества, не только с избытком обеспечивает действие металлургических заводов, но несомненно даст солидную базу для установления керамической промышленности.

[1]) Отчет Геологического Комитета за 1916 г., стр. 625—631.

Флюсовые и формовочные материалы.

За исключением заводов Н.-Тагильского (Н.-Тагильского, Верхне-Салдинского и Н.-Салдинского) остальные заводы обеспечены дешевым известняком прекрасного качества. Самская и Богословская копи Надеждинского Комбината, многочисленные карьеры Алапаевского и Лысвенского округов, копи Миасского, Бакальского, Белорецкого, Катав-Ивановского, Кыштымского района неисчерпаемы. Заводы Н.-Тагильского округа снабжаются известковым камнем из Лебяжинского рудника железорудного Треста.

Уральские литейные дворы и цеха снабжаются хорошими формовочными материалами, часто нетребующими дополнительных примесей и сложной переработки.

Таковы „специальные" пески Воронцовского рудника (кварцево-глинистые), Ауэрбаховского рудника (формовочный песок) Надеждинского Комбината; Синягинские кварцевые и формовочные пески Алапаевского округа, горные пески Пермского Треста; Н.-Увельский формовочный песок Миасских приисков. Хорошо известное, тончайшее художественное чугунное литье Каслинского завода Кыштымского округа производится исключительно благодаря превосходному качеству местного формовочного материала.

Кроме вышеуказанных, исключительных по своим качествам карьеров, все уральские заводы имеют свои местные, вполне удовлетворяющие их потребности.

Магнезиты и доломиты Урала.

Наиболее мощными и наиболее обследованными на Урале являются магнезиты Саткинского района, где магнезиты залегают среди доломитовых известняков верхнего яруса нижнего девона. Возможные запасы, по Заварицкому, до глубины 60 *м* составляют 31 700 000 *т*.

Химический состав Саткинского магнезита:

По данным К. Е. П. С.: MgO — 47,46%, CaO — следы, SiO_2 — 0,09%, Al_2O_3 — 0,05% Fe_2O_3 — 0,70%, $CO_2 + H_2O$ — 51,70%.

По данным Урал. Пром. Бюро: потери при прокал. — 0,40 — 1.73% (среднее 0,89), SiO_2 — 0,60 до 2,95% (среднее 1,87%), $Al_2O_3 + Fe_2O_3$ — 1,82 до 2.92 (среднее 2,49), CaO — следы до 4,22 (среднее 1,42), $MgCO_3$ — 96,26 — 90,18 (среднее 93,30).

Разработки производятся трестом „Магнезит" у самой ж. д. станции Сатка.

Известны, но менее разведаны, магнезиты:

1) В 7 *км* к северу от Белорецкого завода, где имеется выход магнезита среди доломитов. Химический состав его: MgO — 41,70%, $H_2O + CO_2$ — 47,0%; CaO — 0,88%; $Al_2O_3 + Fe_2O_3$ — 4,65%; SiO_2 — 5,75%.

2) В Сысертском округе магнезиты (среди змеевиков) известны давно; по данным Уралпромбюро, составы их [1]) (в %%):

SiO_2	от	14,66	до	21,56
$Al_2O_3 + Fe_2O_3$	„	3,48	„	3,90
CaO	„	4,08	„	6,00
Потери при прокал. . .	„	1,88	„	2,88
$MgCO_3$	„	64,86	„	73,88

В 1922 году у впадения реки Сысерт в р. Исет обследовано—Усть-Сысертское месторождение магнезита, где видимые запасы до глубины 6 *м* определены в 8 300 *т*, вероятные неизвестны. Средний состав: $MgCO_3$—92,4%, CaO—2,17%, SiO_2—3,2%. Кроме того, магнезиты известны во многих местах Урала, но месторождения эти не разведены.

Месторождения доломита не столь многочисленны, как известковые, но известных вполне достаточно для обеспечения действия металлургических заводов. Н.-Тагильский округ получает этот материал из вышеупомянутого Лебяжинского рудника; Пермский

[1]) Из дел Горного Отдела ГЭУ ВСНХ СССР.

трест из Пашайских и Чусовских каменоломен; Алапаевский и Свердловский из собственных карьеров так же, как и Белорецкий, Катав-Ивановский и Симский округа. Состав Уральских доломитов колеблется в следующих пределах [1]) (в $^0/_0{}^0/_0$):

SiO_2	от	0,25	до	1,5
CaO	„	28,50	„	30,00
MgO	„	19,5	„	21,50
FeO	„	0,20	„	1,5
CO_2	„	44,0	„	47,0

Хромистая руда.

Урал обладает богатыми месторождениями хромистого железняка. Наиболее известными считаются Кыштымские, Билимбаевские, Верхне-Тагильские, Уфалейские, Шайтанские (Гологорский рудник) и некоторые другие, имеющие узко-местное значение (Сарановский рудник Пермского треста). Лучшими из них являются Кыштымские, вывозившие хромовую руду с Урала в довоенное время в большом количестве, главным образом, в Ригу. Кыштымские хромиты отличаются значительным содержанием окиси хрома, доходящим в среднем в рудах 1-го сорта до $50^0/_0$, в то время как другие уральские хромовые руды содержат $35—42^0/_0$; MgO—Кыштымские хромиты содержат мало, в противоположность другим, имеющим иногда до $19^0/_0$.

Анализы первосортных Кыштымских хромитов [2]) (в $^0/_0{}^0/_0$):

	I	II	III	IV
Cr_2O_3	59,99	45,40	47,45	49,20
FeO	23,85	—	—	35,30
Al_2O_3	3,41	—	—	2,38
SiO_2	9,56	4,50	5,98	6,90
CaO	—	0,40	0,56	—
MgO	—	—	—	4,87
Прочие	—	—	—	1,35

Применение на заводах Урала.

Потребность в динасе и шамоте по производственной программе в 1925/26 г.

Название треста	Динас	Шамот	Выплавка стали
1. Надеждинский	380 т. п.	620 т. п.	9 260 т. п.
2. Пермский	220 „ „	360 „ „	6 000 „ „
3. Прикамский	100 „ „	160 „ „	1 685 „ „
4. Н.-Тагильский	440 „ „	580 „ „	8 420 „ „
5. Алапаевский	75 „ „	520 „ „	3 030 „ „
6. Свердловский	180 „ „	880 „ „	5 020 „ „
7. Симский	25 „ „	90 „ „	2 020 „ „
8. Юго-Уральский	300 „ „	1 020 „ „	6 650 „ „
9. Северо-Вятский	95 „ „	100 „ „	1 020 „ „
Итого	1 815 т. п.	4 330 т. п.	47 105 т. п.
	3,8%	9,2%	$100^0/_0$ от веса стали.

Потребность Уральских металлургических заводов в хромистом железняке в 1924/25 г. была 5 300 m при производстве 530 000 m мартеновской стали, т.-е. около $1^0/_0$ от веса последней.

За отсутствием данных, нельзя указать аналогичный расход магнезитового кирпича; судя по операциям Южно-Уральского треста, таковой выражается в $0,3^0/_0$ от веса получаемых мартеновских слитков. Потребность в сыром доломите в 1924/25 г. выразилась в 16 429 m или $3,1^0/_0$ от веса выплавляемой стали.

Кварца и кварцитов, за вычетом необходимого для медной промышленности (30 000 m), требовалось в 1924/25 г. для черного металла 26 550 m.

[1]) Уральский Техник, 1908 г., № 8, стр. 24.
[2]) Уральский Техник, 1908 г., № 8, стр. 7, 8 и 9.

Что касается известкового камня, то, как это общеизвестно, древесно-угольные домны потребляют его значительно меньше, чем коксовые—для Урала от 0,08 до 0,12 веса получаемого чугуна. Те из Уральских домен, которые ведут плавку на кузнецком коксе, увеличили эту цифру до 0,35.

В общем для нужд доменного, мартеновского процессов и других целей по заводам черной металлургии Урала требовалось в 1924/25 г. 173 210 *т*.

Оценка как со стороны качества, так и стоимость для металлургических процессов.

Вышеприведенные подробные анализы кварца, кварцитов, огнеупорных глин, магнезитов, доломитов, известняков достаточно убедительно показывают, что уральская черная металлургия имеет прекрасный и высшей степени разнообразный выбор в огнеупорных материалах и флюсах для своих нужд.

Обилие месторождений создало возможность небрежности, а иногда и хищнического отношения к разработке их, без надлежащего технического надзора, не говоря уже о каких-либо предварительных разведках; единственной заботой заводоуправлений было возможно дешевая стоимость этих вспомогательных материалов, которые обычно принимали по объему и реже по весу.

Довоенная стоимость кварца, доломита, известняка на различных заводах колебалась от 10 до 15 р. за куб с доставкой на заводский двор. Привозимый материал по жел. дорогам (напр., известняки и доломит для Н.-Тагильского округа, доломит для Надеждинского завода) обходился от 5 до 8 коп. за 16 *кг*.

Ныне прием флюсов и огнеупорных материалов производится по весу, обходясь в среднем для своих материалов от 4 до 6 к. за 16 *кг*, а для привозных от 8 до 14 к. (редко 20 к.).

Для иллюстрации приведем себестоимости 16 *кг* нижеперечисленных материалов по сметам 1924/25 г. фр.-рудник.

	от	до	средняя по Уралу
Кварцы и кварциты	1,28 к.	0,10 к.	2,33 к.
Глина огнеупорная	3,76 „	5,42 „	4,07 „
Сырой магнезит	3,75 „	—	3.75 „
Доломит	1,74 „	2,61 „	2,00 „
Хромистый железняк	5,83 „	17,60 „	12,09 „
Известняк.	1,43 „	3,54 „	2,43 „

С рациональной постановкой добычи как флюсов, так и огнеупорных материалов и упорядочением транспорта, а в особенности с развитием на Урале железно-дорожного строительства, нет сомнения, что в отношении снабжения как флюсами, так и огнеупорными материалами, уральская металлургия будет находится в весьма удовлетвотельном, а в отношении магнезита, исключительном положении.

Однако, пользование древесным топливом ограничивает возможности развития уральской металлургии на существующих заводах. Приходится думать о создании крупных металлургических центрах на дешевой железной руде и привозном коксе; таким центром в первую очередь намечается Магнитная гора на Южном Урале, соединяющаяся ныне веткой в 120 верст к западу от ст. Карталы Троицко-Орской линии. На постройку этого завода понадобится около 25 0000 *т* огнеупорного кирпича, который предполагают сделать на новых фабриках Белорецкого и Катавского заводов из огнеупорных материалов этого района.

По имеющимся сведениям в районе будущего Магнито-горского завода имеются большие запасы известняка превосходного качества (мраморовидная разновидность). Что же касается огнеупорных глин, доломитов, магнезитов, то месторождения таковых в этом районе пока неизвестны; только в этом году производятся соответствующие разведки, при чем, как будто, признаки местонахождения огнеупорной глины открыты.

Огнеупорные глины и флюсы Кузнецкого бассейна.

Несмотря на то, что существовавшее в дореволюционное время Кузнецкое О-во, субсидированное Международным банком, много лет поработало над созданием проекта первого в Сибири (в Кузнецком бассейне) крупного металлургического завода с производительностью,—333 000 *т* в год мартеновской болванки [1]),—с фабрикой огнеупорных кирпичей с выпуском 20 000 *т* шамота и 20 000 *т*. динаса [2]) вопрос необходимых для этого дела огнеупорных материалах и флюсах остался совершенно не разработанным. Известно только, что известняковые карьеры на ежегодную производительность до 176 000 *т* намечались у села Кузодеево в 36 *км* от завода, а огнеупорную глину предполагалось грузить в районе деревни Калтан и Карегаяк в расстоянии 15 — 26 *км*.

Никаких анализов, результатов обычных испытаний этих материалов в указываемой здесь книжке инж. Федоровича не отмечается. О местонахождении где-либо в окрестных районах доломита, магнезита, хромистого железняка также ничего не говорится.

Конечно, огнеупорные глины в Кузнецком бассейне имеются. Нижеприводимые анализы последних лет указывают на присутствие хороших глин [3]).

	Влаж.	Потери при прокал.	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	$N_2O + K_2O$
Глина Гурьевск. на Гурьев. з—де		12.95	47.68	35.48	1.43	0.31	0.12	1,67
Глина в 4 *км* ниже дер. Урской		10,32	50.10	39,31	0,27	—	—	—
Глина Салаирского разъезда		15.65	45.45	36.57	1,80	0,19	0,79	—
Глина окрестн. Гавриловска		9.55	54.32	35,00	0.75	0,39	0,29	—
		11.20	50.65	37,04	0.78	0.34	0.25	—
Глина по р. Болотной		15.45	49.70	30.83	2,29	1.07	0,55	—
		13.48	48,28	33,31	3,99	0,85	—	—
		11,45	57.00	29,09	1.90	1,00	0.27	—
Глина близ дер. Ариничева		14,28	43.59	37,95	2.06	1,11	сл.	—
Глина Каменные ворота в 8 *км*. от Гурьевска		11,90	51.94	38 07	1,20	1,69	0,14	—
		12.20	45,95	39,73	2,20	1,08	сл.	—
		12,08	47,72	32,69	3,95	1,95	—	—
		10,85	49,10	33,65	3 73	2,20	0,29	—
		11.38	43.02	40,62	3,95	1,44	0,33	—
		12,40	46,38	36,81	2,11	1,11	сл.	—
Глина Калтанская вблизи Каменных ворот		11,65	43,55	36,12	5,26	—	—	—
Глина Каменные ворота		11.98	47,46	37,88	2,95	1,32	0,16	—
		12,00	50,24	35,44	1.76	1.72	0,16	—
		12,76	50,50	35,95	1,38	0,71	0,30	—
		10,38	50,38	32,89	4,94	1,31	—	—
Глина с р. Чулым		1,74—19,14	40,24	34,20		2,38	—	—
Глина Шуштенская отмученная		—	51,96	31.28	3.07	—	—	—

Как видно, очень многие из перечисленных глин великолепного качества, но некоторые из этих залежей являются немощными, почему Сибирские хозорганы и намечали в 1926 г. геологоразведочные изыскания, чтобы располагать более точными сведениями.

До настоящего времени для нужд Гурьевского завода разрабатывались белые огнеупорные глины в следующих местах:

1) несколько севернее Салаирских рудников, 2) у дер. Беловой, 3) у дер. Калтай на правом берегу Кондомы в 49 *км* на юг от города Кузнецка, 4) по р. Уньге у дер. Максимовой, 5) у дер. Мусухрановой, 6) у села Семено-Красиковского на берегу р. Каменки—Гилевская глина, добывавшаяся подземными работами.

Правда, эти разрабатывавшиеся залежи имеют анализы менее хорошие, чем те залежи, о которых указано выше и которые ранее, повидимому, не разрабатывались.

[1]) Пути развития Кузнецкого бассейна — И. И. Федоровича.
[2]) Пропорция динасового кирпича необычайно велика.
[3]) Из дел Горного Отдела ГЭУ ВСНХ СССР.

Так, по данным Барнаульской Лаборатории [1]):

	Воды	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	Щелочей	Летучих
Салаирская глина . . .	3,12%	80,35	16,46	0,44	0,30	следы	2,18	—
Глина дер. Беловой . .	—	72,22	15,94	1,24	1,16	1,88	—	8,32
Калтайская	8,48%	65,36	20,87	3,10	0,65	0,33	0,64	—
Гилевская	7,73%	68,26	28,70	2,67	0,97	0,83	следы	—

Формовочные пески Кузнецкого бассейна.

Для нужд Гурьевского завода разрабатывались формовочные пески, являющиеся продуктом выветривания угленосных песчаников, в 2—3 *км* ниже деревни Беловой, по р. Бачату, а также у дер. Бедаревой. Формовочный песок лучшего качества разрабатывался в окрестностях деревни Монастырской. Хотя под рукой не имеется более подробных сведений о качествах этого песка, но, судя по отливкам завода, он хорошего качества.

В отношении прочих материалов (хромистого железняка, магнезита, доломита, талька) никаких сведений не имеется.

Таким образом, вопрос об надлежащем полном обследовании Кузнецкого Бассейна с точки зрения обеспечения его металлургических предприятий огнеупорными материалами требует как постановки разведочных работ, так и соответствующих лабораторных и заводских испытаний.

Печальный результат действия Экибастусского цинкового завода, не обратившего должного внимания на качество окрестных огнеупорных глин для ретортных печей, должен послужить нам достаточным предостережением.

А. Л. Воробьев.

Гипс в верховьях р. Киалы-Бурты.

В 1919 году в период острого недостатка в обыкновенном оконном стекле в районе г. Актюбинска, той же губернии, появился в качестве суррогата стекла для вставки в окна совершенно прозрачный, чистый гипс, легко разделяющийся на тонкие — до 2 миллиметров — листы, пригодные по своим размерам для остекления, без надставок, обыкновенных оконных рам. Гипс этот, прослывший среди местного населения под именем „слюды", за которую он по незнанию и принимался, добывался местными и приезжавшими издалека крестьянами в районе верхнего течения р. Киалы-Бурты и распространялся отсюда по радиусу до 150 *км*, а впоследствии, при работах Ташкентской жел. дороги, вплоть до г. Оренбурга.

Одно из месторождений гипса данного района, кажется лучшего по качеству, обследованное мною в 1921 г., находится в 65 *км* к северу от г. Актюбинска, в глухой степной местности, на правой стороне Бурлаша-Сая, еще не так давно бывшего степной речкой, одного из правых притоков р. Киалы-Бурты; ближайший к месторождению поселок Морозовский находится в 8 *км* на ЮЗ. По Бурлаша-Саю в направлении с ЮЗ на СВ протягивается небольшая гряда с выделяющейся на ЮЗ-ом конце более высокой сопкой. Вся гряда сложена из крупнокристаллического гипса,

[1]) Реутовский, „Полезные ископаемые Сибири".

состоящего из аггрегата неясно образованных полупрозрачных кристаллов, среди которых местами заключены совершенно прозрачные, бесцветные кристаллы и листоватые массы гипса площадью до $1^1/_2$ кв. метров. Крупные кристаллы гипса наблюдаются в ряде ям, пройденных по гипсовой гряде крестьянами, но лучший по чистоте и величине кристаллов гипс находился в карьере, заложенном местным горнопромышленником Карповым и Ташкентской железной дорогой на ЮЗ-ом склоне гряды. Ташкентской железной дорогой, работавшей карьер вслед за гр. Карповым [1]) в 1920 г. было добыто около $2^1/_2$ *m* гипса в больших листах, использованных затем по линии ж. д.

Обработка добытых кристаллов гипса заключалась в распиловке обыкновенной поперечной пилой у месторождения и в разделении кристаллов на тонкие листы по спайности уже на месте потребления. Разделение по спайности производилось длинным, тонким ножем с лезвием одинаковой толщины по всей длине; кристаллы плохо разделявшиеся помещались предварительно на сутки в воду.

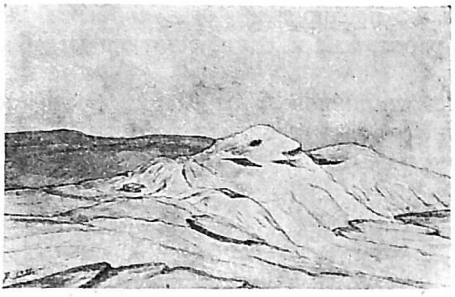


Рис. 1. Гипсовая гряда по Бурлаша-саю.

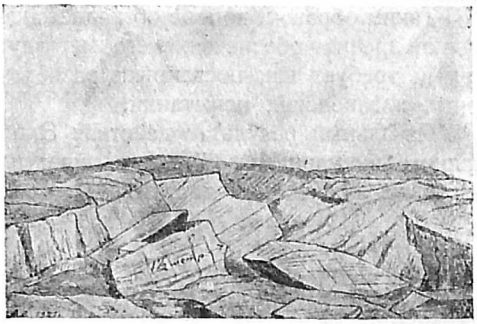


Рис. 2. Карьер с кристаллами гипса.

В карьере после небольшого слоя элювия от 0,5 до 1 *м* шел сразу гипс в наилучших по чистоте и величине кристаллах, достигавших нередко гигантских размеров — до $1^1/_2$ *м* в длину при толщине до 1 *м*. Особенно крупные кристаллы часто состояли в сущности из нескольких кристаллов, находящихся в тесном параллельном срастании. Преобладали кристаллы неясно образованные, но встречались и довольно правильно образованные, в типичных для гипса формах. Хорошие кристаллы приурочены, главным образом, к верхним горизонтам месторождения.

Видимые запасы гипса в крупных кристаллах, залегающего штокообразно среди зернистого гипса, в карьере и нескольких ямах достигают всего нескольких тонн. Но вероятные запасы, принимая во внимание незначительную глубину пройденных выработок и слабую разведанность вообще, при наличии к тому же благоприятных признаков по всей гряде, должны быть значительны. Кроме того, в верховьях р. Киалы-Бурты и в ближайшем районе есть и другие месторождения крупнокристаллического гипса, связанного здесь, повидимому, с пермо-карбоном. Так, по словам работавших в карьере, в районе поселка Ново-Покровского, около 10 *км* к В от Бурлаша-Сая, добывались тоже отдельные гигантские кристаллы гипса в глине; давно указывалось также [2]) месторождение „гипса-селенита высоких качеств по р. Ак-Унгур, впадающей в р. Киалу-Бурту".

---

[1]) Карповым в 1920 г. было добыто для Актюбинского Сов. Нар. Хозяйства свыше 8 *m* гипса в листах.

[2]) Горн. Журн. 1889 г., т. I.

Как материал для остекления, гипс едва ли может иметь серьезное промышленное значение, ибо только полное отсутствие на рынке стекла одно время заставило использовать для этой цели легко выветривающийся гипс. Однако, в случае возникновения потребности на гипс в больших прозрачных листах для иных, специальных целей, выдающиеся, редкие качества описанного гипса несомненно заставят обратить внимание прежде всего на месторождения по р. Киале-Бурте.

22 июня 1926 г.
Г. Оренбург.

Проф. А. М. Соколов.

Об огнеупорных глинах Раненбургского уезда Рязанской губернии.

Несмотря на сравнительное обилие и богатство отечественных месторождений, широко и правильно поставленная добыча и техническая маркировка фарфоровых и огнеупорных глин находится у нас еще в зачаточном состоянии. Между тем одним из наиболее существенных условий для налажения нормального производства в современной керамической промышленности является, как известно, обеспечение наших керамических заводов доброкачественными сырыми материалами п о с т о я н н ы х к а ч е с т в. В частности вряд ли найдется еще какая-либо другая техническая отрасль, в которой исходные сырые материалы имели бы такое решающее значение, как в фарфоровом производстве. Не будет преувеличением сказать, что наблюдающиеся в нашем современном фарфоровом производстве разного рода дефекты, перебои и общее понижение качества продукции на девять десятых зависят, если не от недоброкачественности, то от отсутствия постоянства и определенности в свойствах того сырья, которым принуждены в настоящее время пользоваться наши заводы.

Совершенно очевидно, что вопросам обеспечения наших заводов доброкачественным сырым материалом и организации этого обеспечения должно быть уделено самое серьезное внимание.

Одною из попыток к частичному разрешению сырьевого кризиса послужили принятые лабораторией Ленинградского Госфарфорового завода, по моей инициативе в 1916—17 гг., исследования Ранненбургской фарфоровой глины. Результаты этих исследований, блестяще произведенных заведывающим хим. лаб. Госфарфорового завода инж. И. П. Красниковым, подтвердившие чрезвычайно ценные технические качества этой глины, были своевременно сообщены Правлению Центрального Фарфорового Треста, с присоединением образцов полученной из этой глины фарфорой посуды.

По исследованиям, произведенным мною в Керамической Лаборатории Ленинградского Технологического Института еще в 1916—17 году, некоторые образцы Ранненбургских глин представляют необыкновенно редкостный материал, по своему минералогическому и химическому составу отвечающий готовым массам, могущим итти в производство мягкого фарфора и тонкого каменного товара, почти без всяких искусственных добавок. Некоторые из образцов, наоборот, обладают высокой огнеупорностью и настолько повышенным содержанием глинозема, что дают повод к предположению о содержании в них бокситных примесей. Результаты этих обследований были в свое время словесно доложены мною на одном из заседаний Гли-

няной Секции Комиссии по изучению естественных производительных сил СССР при Академии Наук (в начале 1918 г.). На это сообщение, между прочим, и делает ссылки профессор П. А. Земятченский в своей работе „К познанию русских глин" (изд. 1923 г., стр. 50 и 56).

По дальнейшим испытаниям в Лаборатории Госфарфорового завода Ранненбургская глина оказалась пригодной для изготовления первоклассных и высокоценных масс как для сервизного, так и технического твердого фарфора и особенно лабораторной посуды, и могущей с успехом заменить нашу знаменитую Глуховскую глину, запасы которой близятся к полному истощению.

Высокая техническая ценность Ранненбургских глин вполне подтвердилась и исследованиями П. А. Земятченского, специально посетившего Ранненбургские месторождения в 1918 г. На основании произведенного им и его сотрудниками поверхностного геологического осмотра и довольно тщательного химического и минералогического исследования добытых при этом некоторых образцов белых глин, П. А. Земятченский вынес такое заключение, что эти глины имеют „своеобразный, не встречавшийся до сих пор, характер, вызывающий чрезвычайный интерес как в практическом, так и в теоретически-научном отношении". По отношению к характеру и мощности залегания этих интересных глин, в виду отсутствия сколько-нибудь серьезно поставленных разведок, никаких точных сведений до сих не имеется. П. А. Земятчинский в том же отчете (стр. 66) указывает, что „фарфоровая глина (каолин), обладающая по отзыву проф. А. М. Соколова превосходными техническими свойствами, обнаружена в Сычевом логу посредством двух пробных ям. Ямы эти в настоящее время совершенно завалились; естественные же выходы данной глины ничтожны и захватывают только периферическую часть залежей. Вследствие этого не было возможности составить себе сколько-нибудь определенное представление о ней. В виду особенной ценности фарфоровой глины представляется необходимым залежь эту разведать особенно детально" (курсив наш).

Вообще же о запасах, и не одной только фарфоровой, а всякого рода глин в окрестностях с. Карповки, П. А. Земятчинский выносит такое заключение, что эти запасы „могут считаться весьма значительными, однако требуют специальной разведки".

В виду того огромного значения, которое могло бы получить обнаружение сколько-нибудь значительных запасов этих чрезвычайно ценных по своим свойствам глин, расположенных к тому же в непосредственной близости (в 5 *км*) от железно-дорожной линии (Астапово-Троекурово), казалось бы, что подготовленная нами организация геологических разведок этого района должна бы найти энергичную поддержку со стороны заинтересованных государственных учреждений. Предложение организовать и выполнить в ближайшее время правильно поставленную геологическую разведку этого района было встречено с очень большим сочувствием как со стороны Правления Центрального Фарфорового Треста, так и со стороны Научно-исследовательского Института Прикладной Минералогии и Металлургии в лице директора Института проф. Н. М. Федоровского. в Правление Центрального Треста постановило ассигновать необходимые для начала работ средства. Всю ориентировочную работу Институт предполагал выполнить в течение летнего сезона 1926 г. К производству контрольных техно-химических исследований материала, имеющего быть добытым при предстоящих разведках, имелось в виду привлечь Лабораторию Госфарфорового завода.

Проф. А. П. Курдюмов (†).

Бокситы Азии.

На всем огромном Азиатском материке, в настоящее время, известны месторождения бокситов только в Индии и Маньчжурии. Первые — достаточно уже обследованы и описаны, относительно вторых — имеются только предварительные указания первых разведчиков.

Судя по уже исследованным месторождениям Индии, можно с уверенностью сказать, что эта страна является в настоящее время самым богатым источником бокситов, а если учесть богатые рессурсы ее водяных сил, и притом вблизи от крупных залеганий бокситов, то нельзя не видеть, что рано или поздно здесь должна будет организоваться самостоятельная алюминиевая промышленность, имеющая все шансы на широкое развитие.

Что касается Маньчжурии, то, конечно, здесь рано еще говорить о каких бы то ни было перспективах для ее возможной в будущем алюминиевой промышленности или даже хотя бы только о возможностях использования ее алюминиевых руд. Здесь требуется еще много разведочной и исследовательской работы, которая подтвердила бы действительную мощность найденных месторождений и их промышленную ценность для алюминиевого производства.

Индия. Бокситы Индостана тесно связаны с давно известными в Индии латеритами, которые в огромных количествах покрывают побережья Декана и некоторые внутренние его нагорья.

Декан — один из самых старых материков; здесь огромные пространства лишены вовсе осадочных пород и представляют либо выходы первозданных пород (гнейсы — восточного берега), либо покрыты господствующими изверженными породами (траппы — западного побережья), с подстилающими их гнейсами и гранитами. Траппы и соседние с ними породы покрывают огромные пространства полуострова, не уступающие по обширности всей территории Франции (не менее 500 000 *кв. км*).

Деканский латерит генетически связан с этими породами и несомненно является продуктом их выветривания.

Бокситы располагаются на этих огромных латеритовых полях либо отдельными линзами, более или менее обширной площади и значительной толщины, либо покрывают более или менее значительные пространства пластами различной мощности и протяжения.

Во многих из этих месторождений бросается в глаза чрезмерное обогащение боксита титановым ангидридом: в некоторых образцах содержание этого компонента превосходит 17%. Содержание железа и кремнезема в средних образцах очень не велико; степень гидратации весьма различна.

Общий запас боксита в исследованных залежах исчисляется в настоящее время, по крайней мере, в 28 000 000 метрических тонн [1]) в одних только британских владениях, не считая вассальных государств.

По отдельным округам запасы эти в тоннах распределяются, примерно, следующим образом:

Бомбейское президентство (Bombay Presidency)	5 275 000
Область Гималайев (Himalayan Region)	1 000 000
Центральная Индия (Central Indian Agency)	250 000
Центральные Провинции (Central Provinces)	20 380 000
Провинции Бехар и Орисса (Bihar & Orissa)	1 200 000

[1]) Fox, C. S. „The Bauxite and Aluminous Laterite Occurrences of India", — Memoirs of the Geological Survey of India, Vol. 49, pt. I, 1923, p. p. 62—187.

Нельзя не заметить, что указанные здесь цифры далеко не выражают действительных бокситовых запасов Индии, которые, несомненно, гораздо значительней, так как в приведенных данных запасы отдельных залежей вовсе не были учтены, а запасы наиболее значительных месторождений подсчитывались крайне осторожно [1]).

Самые богатые месторождения, как по запасам боксита, так и по среднему его качеству, находятся в центральных провинциях: в округах Джабалпур (Jabalpur) и Балагат (Balaghat).

Железно-дорожный путь от города Джабалпур до станции Katni и далее на юг к деревне Tikuri сплошь окружен бокситовыми полями. Особенный интерес представляет обширная залежь хорошего боксита, вытянувшаяся, более чем на милю, между железно-дорожной станцией Katni и деревней Tikuri.

Боксит подстилается здесь известняком и отличается самой разнообразной окраской от светло-кремовой и серой до красной. Содержание глинозема 55—60%. Структура пизолитовая с зернами различной величины, от размеров горошины до картофельного клубня.

Главные массы боксита этой площади лежат на глубине 3—4 фут. под наносным покровным слоем; руда довольно мягкая, что очень облегчает, конечно, разработку. Стоимость выемки с погрузкой в вагоны, по предварительным подсчетам, не должна превышать 3,8 рупии за тонну (около 3 р. 40 к.).

Запасы одной этой залежи составляют около 2 000 000 тонн. Ее богатство и близость к железной дороге гарантируют ей рано или поздно интенсивную разработку для местной промышленности, так как для экспорта эта руда, как и вообще бокситы центральных провинций, едва ли может быть пригодна в виду значительной удаленности месторождений от главных вывозных портов: Калькутты и Бомбея (почти 600 миль).

Значительные залежи хорошего боксита имеются также и в других местах Джабалпурского округа, частью исследованные, частью только начатые разведкой. Очень хорошие залежи обнаружены, например, на Bargawan Hill. Средняя толща залегающих здесь бокситов превосходит 8 фут.

Запасы оцениваются в 1 200 000 тонн, из которых, по крайней мере, половина очень высокого качества, отвечающего, примерно, данным приводимой здесь таблицы.

Бокситы Bargawan Hill	№ 1	№ 2	№ 3	№ 4
	в процентах:			
Глинозем . . . . . Al_2O_3	60,23	60,35	61,30	60,10
Кремнезем . . . . . SiO_2	1,18	1,40	1,10	4,38
Окись железа . . . . . Fe_2O_3	2,64	2,50	2,50	3,08
Двуокись титана . . . . . TiO_2	8,80	8,75	8,75	7,62
Известь и магнезия . . . . . CaO, MgO	1,12	0,98	0,79	0,94
Вода . . . . . H_2O	25,40	25,50	25,55	23,68
	99,37	99,48	99,99	99,80

Высокосортные бокситы также имеются недалеко от поселка Tikaria. Вся местность здесь, особенно возвышенности, покрыта мощными залежами более или менее бокситизованных латеритов, отличающихся различным содержанием железа и самой разнообразной окраской. Общий запас латеритов очень велик, при чем на долю сопровождающих их бокситов приходится, примерно, около 7 000 000 тонн, из

[1]) Rumbold, W. G. „Bauxite and Aluminium", Monographs on mineral resources with special reference to the British Empire. London. John Murray. 1925, p. 63.

которых около 2 000 000 тонн принадлежит бокситам очень хорошего качества. Приводимая таблица указывает типичный состав этих бокситов [1]).

Образцы из окрестностей деревни Tikaria	№ 1.	№ 2	№ 3	№ 4	№ 5	№ 6
	в процентах:					
Глинозем	57,58	59,77	57,01	60,70	65,10	65,48
Кремнезем	2,76	2,28	2,00	1,52	1,40	0,38
Окись железа	2,10	4,35	4,66	2,64	1,84	3,77
Двуокись титана	7,80	7,64	8,43	9,70	3,20	11,61
Известь	0,72	—	—	—	0,45	—
Вода	28,48	25,78	27,50	25,98	28,10	19,38
	99,44	99,82	99,60	100,54	100,09	100,62

Исключая анализ № 3, который получен для образца розовой разновидности, все остальные относятся к серым бокситам.

Следует указать также богатые латеритовые месторождения на Flag Staff Hill того же Джабалпурского округа. В нижних своих слоях латерит этот переходит в довольно богатый боксит. Пропущенные через пласт желонки обнаружили толщу хорошей алюминиевой руды, содержащей местами до 55% глинозема, в десять футов. Запас руды с таким содержанием глинозема ориентировочно подсчитывается здесь в 1 000 000 тонн, и около 3 000 000 тонн можно считать запасы бокситов, несколько более бедных.

Кроме перечисленных здесь наиболее богатых месторождений в центральных провинциях имеется очень много районов, принадлежащих как собственно Англии так и ленным государствам, в которых обнаружены более или менее значительные залегания хороших бокситов. Некоторые из этих районов сверх того обладают значительным числом водопадов (например, в округе Raipur), так что условия для развития местного алюминиевого производства представляются весьма благоприятными.

Второй в Индии по богатству бокситами является территория Бомбейского Президентства (Bombay Presidency).

Значительные залежи бокситизованных латеритов, местами с бокситами хорошего состава, находятся на плоскогорьях Западных Гат в окрестностях Belgaum (на с.-в. от португальской колонии Goa) и далее к северу в княжестве Kolhapur. Особенно крупные залежи этих районов найдены в соседнем княжестве Kurundvari.

Мощность залежей колеблется здесь от 5 до 25 фут., а состав, примерно, в пределах, указанных следующими анализами:

	Образец № 1	Образец № 2
	в процентах:	
Глинозем	58,81	49,42
Кремнезем	2,11	3,26
Окись железа	9,36	18,93
Двуокись титана	5,95	2,19
Магнезия	0,02	0,72
Вода	23,76	25,48

Запасы бокситов № 1 по грубой оценке исчисляются в 75 000 тонн, а № 2 до 2 000 000 тонн.

Вообще в окрестностях Belgaum'a найдено очень много бокситовых залежей, не всегда количественно богатых, но за то щедро разбросанных по всему этому району.

[1]) Rumbold, W. G.: l. c., p. 56.

В княжестве Kolhapur запасы разведанных бокситов в трех районах исчисляются свыше 2 000 000 тонн.

Боксит генетически связан здесь с базальтовой лавой траппов; на естественных разрезах в долинах рек и на оползнях можно наблюдать всю картину перехода от траппа через стадию каолина к бокситам.

В округе Satara Бомбейского Президентства, севернее Kolhapur'a, известны обширные площади, занятые бокситизованными латеритами, вдоль склонов западных Гат (Western Ghats) между 17 и 18 градусами северной широты и 73° 30′ — 74° восточной долготы.

Здесь имеются очень широкие возможности для сооружения мощной гидроэлектрической станции. Параллельно горной цепи — миль на 30, тянется долина реки Коупа, которая расположена на 1 500 фут выше подножья утесов у Ratnagiri в шести милях к западу от Коупа.

Участок этот приобретен фирмой Tata & Sons, которая — по сообщению Rumbold'a — разрабатывает проект крупной гидроэлектрической установки на 300 000 EHP для передачи энергии к берегу океана у Ratnagiri, — в целях использования ее для электрохимической промышленности, в том числе и для алюминиевого производства.

Третье место по величине вероятных запасов боксита в Индии занимает провинция восточной части Bihar и Orissa.

В окрестностях города Palamau, недалеко от границ центральных провинций, бокситы занимают обширное плоскогорье Netarhat — около пяти миль в длину и трех в ширину.

В южной части этого плоскогорья, как показывают приводимые здесь анализы, бокситы отличаются очень хорошими качествами: содержание глинозема 59,32—64,64%, кремнезема — 0,99 — 1,79%, окиси железа — 4,52 — 6,34%, двуокиси титана 3,30—12%.

Не останавливаясь, за недостатком места, подробно на описаниях отдельных весьма многочисленных месторождений этой провинции (Bihar и Orissa), привожу здесь лишь данные анализов образцов некоторых наиболее крупных залежей.

Месторождение.	Al_2O_3.	SiO_2.	Fe_2O_3.	TiO_3.
	Проценты.			
1) Salgi Pat (3 514 фут. над ур. моря). Запасы около 60 000 тонн	51,69	0,18	5,52	12,02
2) Dudmatia Pat (3 476 фут. над ур. моря). Серый пизолитовый боксит; мощность залежи 22 фута; запасы около 500 000 тонн	[49,72 59,99]	[0,16 4,28]	[3,94 8,68]	[9,54 17,24] [1]
3) Dudha Pat (к югу от дер. Sendur). Пласт мощностью до 20 фут. с запасом руды больше 250 000 тонн.	62,00	1,54	5,99	8,70
4) Banjari Pat (3 480 фут. над ур. моря). Боксит находится в горах Tunakona. Запасы исчисляются в 50 000 тонн	51,21	0,07	7,70	15,20
5) Окрестности дер. Serendag (3 499 фут. над уровнем моря). Запасы свыше 240 000 тонн	[48,92 55,35]	[0,10 0,46]	[3,94 7,89]	[8,60 16,12]
6) Kutha Pat (в двух милях от дер. Kuramgar). Запасы серых пизолитовых бокситов исчисляются до 100 000 тонн	59,16	0,07	7,70	15,20
7) Окрестности дер. Pirapakna	> 66	ничтожн.	ничтожн.	> 7
8) „ „ Lomura	57,03	2,76	3,95	9,52
9) Княжество Kalahandi (Karond): Karla Pat Hill. Плоский хребет 3 381 фут. над уровнем моря, покрытый на протяжении семи миль латеритами, с большим содержанием боксита	67,64 67,88	1,37 0,93	4,27 4,09	— 1,04

[1]) Цифры, забранные в прямые скобки, обозначают содержание от — до.

Последние два анализа говорят об исключительно выдающихся качествах Корлапатских бокситов, при чем обращает на себя внимание совершенно несвойственное Индийским бокситам ничтожное содержание титана. Последнее, конечно, зависит от особенностей пород, послуживших исходным материалом для образования этих бокситов.

Ниже приводится более подробный анализ этих образцов (№№ 1 и 2) вместе с анализом исходных для них первичных пород (так называемые в Индии Charnockite [1]) № 3 и Khondalit [2]) № 4):

	№№			
	1	2	3	4
	Проценты.			
Глинозем	67,64	67,88	13,75	17,16
Кремнезем	1,37	0,93	75,54	74,17
Окись железа	4,27	4,09	4,99	7,82
Двуокись титана	—	1,04	—	—
Известь	0,42	0.36	0,94	0,61
Магнезия	—	—	0,69	0,83
Окись калия	—	—	3,34	—
„ натрия	—	—	1,55	0,49
Вода	26,30	26,47	0,28	0,11

Значительные латеритовые наслоения наблюдаются также в Мадрасском Президентстве в округах Ganjam, Vizagapatam и северо-западных районах Президентства, прилегающих к государственным границам Гайдерабада.

Оба названные округа примыкают непосредственно к границам княжества Karond, и латериты подстилаются там теми же породами, что и в Korla Pat, так что можно рассчитывать на нахождение там таких же высокосортных бокситов, что и Корлапатские. Систематические разведки еще не произведены или не закончены.

В области Гималаев значительные по количеству залежи бокситов имеются в Кашмире; однако, по значительному содержанию кремнезема, они не могут считаться в настоящее время подходящим сырьем для алюминиевого производства.

	Анализы Кашмирских бокситов района Jammu.					
	№№					
	1	2	3	4	5	6
	Проценты.					
Глинозем	60,55	69,90	62,75	67,20	50,05	62,85
Кремнезем	21,40	12,85	19,25	14,40	35,80	23,30
Окись железа	0,90	1,08	0,85	0,80	0,50	0,55
Двуокись титана	4,05	3,38	3,00	2,45	2,40	3,45
Вода	11,00	10,90	12,80	13,15	10,05	8,75

Самой небогатой бокситами, из обследованных сейчас провинций, является Центральная Индия (The Central India Agency). Запасы бокситов исчисляются здесь всего

[1]) Зернистая разновидность гиперстенового гнейса. Bureau of Mines. Bulletin 95. 1920, p. 148.

[2]) Метаморфизованная порода, находимая в горных кряжах Khond'a, очень сложного состава, с преобладанием кварц-силлиманитовых пород, кварцитов и графитистых сланцев. Rumbold. l. c. p. 62.

в 250 000 тонн. Залежи их известны в государствах Rewa, Gwalior, Bhopal и в округах Baghelkhand (почти весь занят государством Rewa) и Bundelkhand. Данные о бокситах Rewa и водяных силах этого государства подробно описаны были K. P. Sinor'ом [1]) с точки зрения возможностей основать там собственное производство глинозема и алюминия.

В настоящее время бокситовые богатства Индии сравнительно слабо еще эксплоатируются; главным препятствием к развитию этой добывающей промышленности служит удаленность наиболее крупных и ценных месторождений от вывозных портов. Ежегодно Индия вывозит, за последнее время, всего от четырех до семи тысяч тонн боксита. Очевидно, однако, что с развитием в стране гидро-электрических установок она имеет все возможности сделаться одним из крупных центров алюминиевой промышленности. Вопрос об этом подробно был разобран C. S. Fox'ом в его статье: „The bauxite resources of India", напечатанной в The Mining Magazine за 1922 год. (Vol. 26, p.p. 82—96).

Маньчжурия. Сведения наши о маньчжурских бокситах весьма ограничены, и пока мы имеем на этот счет только одно свидетельство инженера К. Г. Молчанского, впервые обнаружившего их залегания в горах Гиринской провинции, соседней с нашей Приморской Областью

Если предварительные сведения о „маньчжурите" (так названа инженером Молчанским обследованная им порода) подтвердятся дальнейшими изысканиями, то, конечно, в этой породе мы будем иметь дело с совершенно исключительной по своему богатству и достоинству алюминиевой рудой, быть может, единственной по своим качествам в мире.

По тем далеко не полным сведениям, которыми располагает в настоящее время наш Комитет по Цветным Металлам, открытые инженером Молчанским месторождения маньчжурита представляют из себя целые горы этой породы, образованной, преимущественно, обломками кристаллов диаспора, сцементованными водной окисью железа.

Благодаря очень значительному содержанию в породе свободного водного глинозема, главным образом, в форме одноводного его гидрата — диаспора. наиболее богатого содержанием окиси алюминия (85%), и ничтожному содержанию в ней кремнезема, руда представляет значительный интерес для алюминиевого производства.

По сведениям, сообщенным инженером Молчанским, некоторые анализы показали до 73% и более глинозема с очень малым к тому же содержанием кремнезема, не более 1%. Кремнезем этот, в противоположность тому, что очень часто наблюдается в бокситах (например, в Гвианских, наших Тихвинских и других), не находится в породе в химически связанном с глиноземом состоянии, в виде каолинита, а примешан в виде мелких зерен кварца, сцементованных с диаспором гидратом окиси железа. Эти включения кварцевого песка легко заметны простым глазом, и потому сортировка руды в целях возможного освобождения ее от кремнезема не должна встретить никаких затруднений. Это же относится и к механическому обогащению, если бы в нем встретилась надобность.

К сожалению, более подробных данных об этой интересной руде в нашем распоряжении не имеется.

---

[1]) Sinor, K. P. „Possibility of Manufacture of Aluminium in Rewa State", — Geological Dept. Rewa State, Bull. 3. 1922. Rumbold, l. c.

Проф. А. П. Курдюмов (†).

Бокситы Африки и Австралии.

Африка. Тропическая зона Африки, судя по имеющимся уже в настоящее время в специальной технической литературе данным [1]), очень богата бокситом.

К наиболее богатым из известных до сих пор месторождений принадлежат бокситовые месторождения Золотого Берега и отчасти соседних бывших немецких владений Того.

Самые замечательные по чистоте и запасам залежи находятся здесь на территории племени Акем (Akim) на плоскогории Куэхо (Kwahu) и горе Эджьюанема (Ejuanema) в двух милях с Зап.-Сев.-Зап. от Мргаeso в Бирримском округе (Birrim district) Золотого Берега.

Гора Эджьюанема возвышается на 2 530 фут. над уровнем моря и всего на 1 000 фут. над уровнем реки Asuboni, протекающей по плоскогорью. В северной его части имеется несколько отдельных вершин, разделенных узкими и глубокими долинами. Бокситы располагаются здесь на песчаниках и глинистых сланцах, составляющих основную породу гор. В течение 1919 года при разведках на горе Эджьюанема проделано было 130 буровых скважин как по вершине, так и по склонам, при чем оказалось, что общая толща расположенного на глинистых сланцах боксита составляет около 19 фут. На основании этих данных и общей площади разведанных месторождений запасы боксита определены были в 3—4 миллиона тонн.

Анализы образцов из различных шурфов Эджьюанемы дали следующие результаты.

№№	Al_2O_3.	SiO_2.	Fe_2O_3	TiO_2.	H_2O.	Всего.
	Проценты,					
1	64,40	1,72	2,27	1,89	29,24	99,52
2	67,52	1,78	3,88	1,83	24,84	99,85
3	63,17	0,58	7,24	1,92	26,52	99,43
4	60,71	1,22	9,38	2,58	24,93	98,82
5	59,05	0,62	12,19	1,66	26,47	99,99
6	62,59	0,64	8,18	2,76	25,34	99,51
7	63,51	0,04	9,49	3,60	21,91	98,55
8	61,47	3,72	2,27	1,29	30,91	99,76
9	65,05	1,79	3,75	2,77	26,17	99,53

[1]) Government of Gold Coast Geological Survey. Reports 1917, 1919 и 1921 годов.

Lacroix, A. F. A.: „Les Laterites de la Guinée", Comptes Rendus hebdomadaires des Séances de l'Académie des Sciences 158, 1914.

Holmes, A.: „The Laterits Deposits of Mozambique". Geol. Magazine. 1914, p. 529.

Lacroix, A. F. A.: „Les Laterites de la Guinée et des produits d'alteration que leur sont associés", Nouvelles Archives du Museum, cinquième série, 5, 1913, p.p. 255—355.

Bauer, Max: „Beitrag zur Kenntnis des Laterits, insbesondere von Madagaskar", Neues Jahrbuch für Mineralogie, Geognosie, Geologie und Petrefakten Kunde, 1907, p.p. 33—90.

Robertson, T.: „Report on the Geology of Western Togoland", Covernment of the Gold Coast Geol. Survey.

Rumbold, W. G.: „Bauxite and Aluminium" London 1925, p. 89.

Lacroix, A. F. A.: „Les Laterites de Madagascar", Comptes Rendus etc. 159, 1914.

Kitson. Journal du Four Electrique et des Industries Electrochimiques. 1 Fevrier, 1926, № 2, p. 25. Extrait du The Mining Magazine.

Kitson [1]) в The Mining Magazine дает подробное описание природы и месторождений бокситов Золотого Берега. В общем содержание глинозема в этих бокситах колеблется между 60 и 66 процентами, кремнезема 0,87%. Запасы определяются по Kitson'у в 4 миллиона тонн.

Разведки и изыскания, производившиеся в 1921 году, обнаружили крупнейшие залегания бокситов на горе Сьюпёрри (Supirri) к Сев.-Сев.-Востоку от Sefwai-Bekwai на территории золотопромышленной концессии (Affoh Gold Mining Concessions). На вершине горы и далее по Южному склону в долину реки Atruin до высоты 850 фут. бокситы расположены мощными пластами от 30 до 50 фут. в глубину, а местами толща их, как обнаружило бурение, достигает до 90 фут.

Качество этих бокситов не так ровно, как на Эджьюанеме: местами бокситы превосходны, но большинство относится к железистым сортам, вполне пригодным, однако, для алюминиевого производства. Анализ одного из образцов дал: глинозема — 58,26%; кремнезема — 0,60%; окиси железа — 8,12%; двуокиси титана — 0,92% и воды — 31,82%. По последним данным [2]) бокситовые запасы Сьюпёрри составляют около 50 миллионов тонн.

Генетически бокситы эти связаны с филлитом и слюдянными сланцами, являясь продуктом их выветривания и энергичного выщелачивания тропическими ливнями, чрезвычайно обильными в этих широтах. В некоторых залежах попадаются обособленные белые кристаллики свободного гиббсита.

Нередко присутствуют в руде золото и серебро, и притом в настолько значительных количествах, что, надо полагать, при переработке такого боксита на глинозем (например, по способу Байера) не без выгоды можно будет извлекать эти металлы из отбросов производства [1]).

Помимо этих залежей боксита, а также — на склонах и вершинах некоторых соседних гор, значительные залежи встречаются в округах Ossini и Kibbi (в бассейне реки Birrim) восточной части земель племени Акема (Akim), а также к западу от Кумасси (Coomassie), конечный пункт железной дороги от океана внутрь страны (в земли Ашантиев).

Kitson указывает также на залежи территории Sefwi и Mont-Tiffi, расположенные невдалеке от границ французских владений Берега Слоновой Кости (Côte d'Ivoire).

Вообще, на основании всего того, что теперь уже известно, можно рассчитывать, что дальнейшие поиски и разведки на территории Золотого Берега укажут еще новые месторождения, быть может, еще более богатые и обильные, чем разведанные до сих пор, так как значительно большая часть территории не только не была еще систематически обследована в геологическом отношении, но и во всех других отношениях в порядочной степени представляет еще из себя terra incognita.

В соседних с Золотым Берегом колониях: бывшей немецкой — Того и французских колониях Берега Слоновой Кости и Гвинее находятся значительные месторождения латеритов, среди которых немало залежей бокситов очень хорошего качества.

В Того — в части, переданной по мандату Лиги Наций в управление Франции, на горе Agu в 12 милях к востоку от Misahöhe имеются месторождения бокситов хорошего качества; однако, запасы их еще не определены. По произведенным в 1918 году исследованиям, гора Agu (1 025 *м* над уровнем моря) представляет из себя амфиболитовый массив, прорезанный жилами мусковит — пегматита. Боксит несомненно является продуктом выветривания этих пород.

Французская Гвинея отличается чрезвычайным обилием латеритов, которые нередко, по обилию глинозема, являются настоящими бокситами, и, повидимому, образовались из нефелиновых сиенитов, габбро и долеритов.

Структура очень часто пизолитовая, но встречаются и в скрытно-кристаллическом виде и в аморфном.

[1]) Kitson, A. E.: The Bauxite Deposits of the Gold Coast. The Mining Magazine. November, 1925, p.p. 265—270.

[2]) Geological Survey of Gold Coast. Rept. 1921; Rumbold, l. c. 65.

По словам Lacroix чуть ли не вся территория Гвинеи от берега моря до Нигера и далее покрыта латеритами [1]).

Анализы образцов из разных районов дали следующие результаты в процентах:

	Остров Roume	Остров Khassa	Гора Bougoron
Глинозем	55,83	57,12	60,19
Кремнезем	2,21	0,37	1,30
Окись железа	5,22	7,41	3,91
Двуокись титана	0,12	0,90	1,03
Известь и магнезия	0,43	0,17	0,17
Щелочи	0,76	0,63	—
Вода	30,47	33,71	32,00
Нерастворимый остаток	5,74	0,30	1,40

Как видно из этих анализов, бокситы эти являются отличным материалом для алюминиевого производства.

На Мадагаскаре латериты, по данным Lacroix, очень мало бокситизованы и представляют собой типичные красноземы, в которых алюмо-силикаты преобладают над гидратами глинозема, вследствие чего порода содержит очень много кремнезема (иногда свыше 24%). Для алюминиевого производства такая порода, конечно, не имеет никакой ценности.

На принадлежащем Мадагаскару (французские владения) маленьком островке св. Марии [2]) бокситовые залежи на юге располагаются на гранитах, а железистые красные бокситы в Nossi Braha подстилаются долеритами. Бокситы южной части острова в окрестностях Ivohihe отличаются хорошими качествами. Запасы не подсчитаны. Бокситы из Nossi Braha очень бедны глиноземом (37—47%) и их, конечно, правильней отнести к типичным латеритам.

Здесь же следует упомянуть и о бокситах Сейшельских островов (между 4 и 5 градусами южной широты), принадлежащих Великобритании.

Производя свои геологические изыскания на этих островах, Max Bauer именно здесь впервые установил теснейшую родственную связь между бокситами и латеритами [3]). Те и другие перекрывают здесь граниты и диориты.

Анализы двух образцов: № 1 с гранита и № 2 с диорита, дают следующий состав в процентах:

	№ 1.	№ 2.
Глинозем	49,89	60,68
Кремнезем	3,88	—
Окись железа	20,11	9,56
Вода	25,98	29,76
	99,86	100,00

Значительные месторождения боксита хорошего качества имеются в восточно-африканских португальских владениях, в Мозамбике. Известные здесь залежи бокситов располагаются на гранитах, в то время, как железистые латериты — на габбро, гнейсах и базальтах [4]).

Значительные залежи латеритов, иногда сильно обогащенные глиноземом, известны также на территориях Родезии, Сиерра Леоне и Танганайки (бывш. восточно-африканские германские владения). Бокситы этих месторождений не отличаются, однако, чистотой и содержат обычно до десяти и более процентов кремнезема.

В областях великих срединных озер Экваториальной Африки боксит очень хорошего качества найден в северных и восточных провинциях Уганды (британский протекторат) и в Буганде или Руанде, отошедшей к Бельгийскому Конго из германских восточно-африканских владений. В промышленном отношении, быть может, залежи эти будут единственными в своем роде, разумеется, при наличии некоторых условий и в особенности — налаженного транспорта. Геологический Отдел Протектората

---

[1]) Lacroix, l. c., „Il est possible en portant de la côte de Guinée d'atteindre le Niger et de voyager le long de celui-ci jusqu'aux limites orientales de la Colonie et bien au de la sans quitter la latérite"; Rumbold, l. c., p. 88.

[2]) Max Bauer l. c.

[3]) Max Bauer, l. c., а также Fox, C. S.: „The Bauxite and aluminous Laterite occurrences of India". Memoirs Geological Survey of India, 49, pt. I, 1923, p. 204; Rumbold, l. c., p. 63.

[4]) Holmes, A., l. c.; Rumbold, l. c. p. 90.

Уганды [1]) предполагает здесь наличие мощных залеганий диаспора на значительных площадях, однако, до сих пор подробных изысканий еще не имеется.

Возможно, что здесь мы имеем дело с такими же залежами диаспора, как вкратце описанные в статье о бокситах Азии залежи „маньчжурита" в Гиринской провинции Маньчжурии.

Из этого краткого очерка об африканских бокситах мы видим, что, оставляя даже в стороне все остальные территории этого обширного материка, кроме Золотого Берега, с более или менее надежными и крупными залеганиями хороших бокситов, мы только в одной этой колонии имеем уже сотни миллионов тонн очень высокосортного боксита, и притом в месторождениях, вполне обследованных и доступных для широкой промышленной разработки.

Австралия. В Австралии известны очень значительные месторождения глиноземистих латеритов, но среди них лишь в сравнительно небольшом количестве встречаются залежи вполне хороших бокситов, с малым содержанием кремнезема.

Некоторое исключение представляет лишь штат Новый Южный Уэльс, где залежи хороших бокситов более многочисленны и, судя по сообщаемым в печати сведениям, повидимому, не исключается возможность промышленной эксплоатации их для алюминиевого производства. Вопросом этим, по сведениям Андерсона [2]), занято в настоящее время Государственное Австралийское Бюро Торговли и Промышленности.

Крупные залежи более или менее бокситизованных латеритов находятся в штате Западная Австралия в особенности в горах Darling и Blackwood в юго-западной области (South-West Division) и на плоскогорьи Bremer Range, на золотоносных полях Dundas в Eucla Division.

Некоторые из этих латеритов, как, например, на Bremer Range, более бокситизованы, чем в других местах штата, но все же не в такой степени, чтобы их можно было считать хорошей алюминиевой рудой. Более глиноземистые из них обычно расположены на гранитах, или, вообще, на породах кислого типа, а более железистые— на породах основного типа, как, например, на диоритах, амфиболитах и пр. И те, и другие обычно характеризуются пизолитовой структурой.

	Юго-Западная Область Западной Австралии			
	Wongan Hills	Baker's Hill	Smith's Hill	Cooseberry Hill
	в процентах			
Глинозем	44,66	31,14	50,68	36,74
Кремнезем	5,96	13,74	16,05	6,41
Окись железа	19.08	35,54	7,14	39,80
Двуокись титана	3,10	4,33	0,62	1,98
Вода	27,20	15,56	25,95	15,50

Анализы образцов из разных месторождений Западного Штата приведены в помещаемой здесь таблице [3]).

Не лучшего качества в общем и пизолитовые латериты с полуострова Кобург северной территории, а также и крупные залежи штата Queensland, хотя там имеются отдельные, незначительные, впрочем, залежи настоящих бокситов, например, у Crow's Nest в округе Darling Downs (к северо-северо-востоку от узловой железнодорожной станции Toowoomba) в Plainby — в сорока милях от той же станции и в шести милях от Crow's Nest и в округах Bournett, Port Curtis и North Kennedy. Однако, эти бокситовые островки среди бедных глиноземом латеритов едва-ли могут иметь какое-либо промышленное значение.

Как сказано было, для алюминиевого производства, если оно организуется в Австралии, могут иметь некоторое значение (насколько об этом можно судить в настоящее время) только месторождения бокситов в Новом Южном Уэльсе (New South Wales).

---

[1]) Annual Report of the Geological Department of Uganda Protectorate, 1924, p. 54. Rumbold, l. c., p. 67.

[2]) Anderson, R. J.: „The Metallurgy of Aluminium and Aluminium Alloys", New-York, Henry Carey Baird & Co, 1925, p. 12.

[3]) Simpson, E. S.: „Analyses of Western Australian Rocks etc.". Western Australia Geological Survey, Bulletin 67, 1916, p. 122; Rumbold, l. c. p. 74.

Наиболее мощные из этих месторождений находятся в Wingello, в окрестностях Camden'a, в восточной области штата (примерно в 70 *км* к западу-юго-западу от Сиднея) и на севере, в центральной области штата, в округе — Новая Англия, близь расположенных на линии железной дороги городов Emmaville и Inverrell.

Бокситы здесь (то плотно-каменистого строения, то пизолитовой структуры) занимают очень обширные площади, не отличаясь, впрочем, однообразной толщиной залежи, от нескольких футов до 40 фут. максимум. Цвет, в зависимости от содержания железа, изменяется от светло-палевого до темно-красного. Своему происхождению бокситы эти обязаны, главным образом, процессу выветривания базальтов [1]).

Бокситы Wingello в общем не отличаются высоким содержанием глинозема, хотя отдельные участки залежей содержат нередко очень хорошую руду. Запасы исчисляются, примерно, в миллион тонн.

Анализы руды из 17 различных участков месторождений Нового Южного Уэльса, выполненные Pittman'ом, показали очень значительное колебание состава: глинозем—от 31,43% до 61,46%; кремнезем—от 0,16% до 29,8%; окись железа—от 1,99% до 42,21%; титановый ангидрид—от 0,55% до 5,5%; вода—от 6,85% до 32,68%.

Как видно из этих данных, руда отличается чрезвычайной пестротой состава. Обстоятельство, которое, конечно, до крайности должно затруднять использование ее для алюминиевого производства и потребует, надо полагать, сложных добавочных операций по ее обогащению, неминуемо удорожающих стоимость окончательного продукта.

Лучшие образцы руды Нового Южного Уэльса из трех названных выше месторождений дают:

	Murrumbah из окрестностей Camden'a	Warialda Road, 9½ миль от Inverell	Emmaville (Красная Руда)
	В ПРОЦЕНТАХ		
Глинозем	61,46	41,68	42,20
Кремнезем	1,90	4,10	0,16
Окись железа	4,99	24,18	28,91
Двуокись титана	следы	2,05	4,75
Известь, магнезия и щелочи	—	0,94	0,82
Фосфорная кислота (P_2O_5)	0,08	0,23	0,26
Вода	30,77	26,34	23,45

Повидимому, в вопросе создания у себя алюминиевого производства на собственном сырье Австралийские Штаты находятся, примерно, в таком же положении, как и мы сейчас, т.-е. стоят перед необходимостью изыскать такие способы переработки их небогатого и загрязненного сырья на чистый глинозем, которые позволили бы с достаточной выгодой утилизировать это сырье для целей алюминиевой промышленности. Совершенно та же задача, которая занимает сейчас и нас: найти экономически выгодный метод переработки тихвинских бокситов на окись алюминия для промышленного использования его в алюминиевом производстве.

---

[1]) Pittman, E. F.: „Aluminium", New South Wales Department of Mines Geological Survey, Mineral Resources, 1901, p. 214; Rumbold, l. c. p. 72.

Проф. В. В. Аршинов.

Методы испытания качества естественных кровельных сланцев [1]).

Когда мы подходим к полезному ископаемому не с отвлеченной научной точки зрения, а с точки зрения практической, приходится говорить о сортах, о марках, устанавливать стандарты. Поэтому, как для потребителей сланцев, так и для их производителей необходимо в самом же начале развития сланцевой промышленности установить стандартные сорта, для чего принять единообразные стандартные методы испытаний. Хозяйственные организации, которые займутся добычей сланцев, для успеха пропаганды этого, нового у нас, строительного материала, должны будут производить только очень хорошие сорта, так как только при таких условиях кровельный сланец завоюет себе обширный рынок сбыта. Ясно выраженная связь между строительными качествами и легко определяемыми физико-химическими свойствами, позволяет установить довольно дробные деления строительных сланцев на сорта. Для сравнения сортов кровельных сланцев месторождений Союза ССР с германскими сортами, нам удобно принять в качестве первоначального стандарта хорошо разработанную классификацию Гиршвальда. Проф. Гиршвальд вводит следующие марки: IA, IB, I, II, III, IV, V, VI, VII, кроме того, некоторые промежуточные сорта обозначаются марками: I—II, II—III, III—IV, IV—V, V—VI, VI—VII. Различая семь степеней выветривания сланцев можно охарактеризовать сорт сланца марки I, как такой кровельный сланец, который достигает первой степени выветривания в течение 80-ти лет давности крыши, второй степени — в течение 100 лет, третьей — 150 лет, четвертой — 250 лет, пятой — 350 лет, шестой — 450 лет и седьмой — 550 лет. Наихудший сорт марки VII достигает седьмой степени выветривания, которая выражается полным разрыхлением сланцев уже по истечении 5-ти лет. Каждой марке соответствует число, которое Гиршвальд называет „качественным числом“ (Qualitätsziffer). Так, марке IA соответствует „качественное число“ — 0,5; IB — 0,75; I — 1, I — II соответствует 1,5 и т. д.

Для экспериментального установления сортов необходимо произвести целый ряд определяемых числами лабораторных испытаний и полученные данные сопоставить с составленными Гиршвальдом основными таблицами или схемами; далее, необходимо на основании дополнительных таблиц ввести к числам поправочные коэффициенты.

Первостепенное значение для качества сланцев имеет структура сланцев. Гиршвальд для характеристики структур употребляет следующие структурные элементы:

1) Степень связи слюдяных листочков в слюдяных прослоях;

2) Способ соединения слюдяных прослоев;

3) Микроструктуру слюдяных пластинок;

4) Произведение из количества слюдяных прослоев, исчисляемого на 1 *мм* тонкого шлифа, изготовленного в направлении, перпендикулярном сланцеватости, на толщину отдельных прослоев;

5) Наличие минералов: кальцита, магнетита, углистых веществ, серного колчедана и гематита;

6) Количественное содержание последних.

---

[1]) См. статьи проф. В. В. Аршинова по кровельным сланцам в журнале „Минеральное Сырье“ за 1926 г. № 5 (О необходимости добычи в СССР естественных строительных сланцев) и в № 7—8 (О месторождениях кровельных сланцев в СССР).

Все эти структурные элементы породы определяются при помощи поляризационного микроскопа и имеют обозначение буквами и цифрами. По степени связи слюдяных листочков различают четыре типа:

тип C — непрерывные слои слюдяных прослоев;
„ Cd — не совсем непрерывные слои слюдяных прослоев;
„ D — прерывистые слои слюдяных прослоев;
„ I — изолированные, параллельно расположенные слюдяные листочки.

Кроме того, различают еще несколько разновидностей микроструктур самых слюдяных листочков.

По способу соединения между собой отдельных слюдяных прослоев различают виды:

1) z_4 — совершенное плойчатое сложение;
2) z_3 — почти совершенное „ ;
3) z_2 — несовершенное плойчатое „ ;
4) z_1 — совершенно не связанные слюдяные прослои.

Для каждого из 4-х типов на основании 2-го и 3-го структурных элементов Гиршвальдом составлены классификационные схемы для определения численного значения сортов, „качественных чисел". К этим схемам дополнительные схемы дают числовые же поправки.

Первая дополнительная схема вводит поправку на основании определения двух признаков: степени твердости и коэффициента размягчаемости от воды.

Каждой комбинации этих признаков соответствует определенное число, положительное или отрицательное, которое прикладывается к качественному числу, полученному по схемам 1—4.

Для определения твердости h_t Гиршвальд пользуется специальным склерометром, определяя вес груза, при котором игла склерометра оставлает след на кровельном сланце, высушенном при 60° С. Тем же склерометром определяется коэффициент размягчаемости η, определяемый отношением твердости сланца после его размягчения в течение 2-х недель в воде, к твердости сухого сланца $\eta = \frac{h_w}{h_t}$. R. Notwest и H. S. Booth, изучавшие по поручению специального комитета Д—16 по испытанию сланцев Американского Общества Испытания Материалов, придали склерометру Гиршвальда некоторые усовершенствования и приняли этот прибор в качестве стандартного для определения твердости сланцев.

Вторая *дополнительная таблица Гиршвальда составлена на основании следующих* признаков:

1) коэффициента размягчаемости и 2) поверхностной водопоглощаемости, выраженной в граммах на 100 *кв. см* поверхности сланца.

Поверхностная водопоглощаемость *Wa* определяется количеством поглощенной сланцем воды в особом, сконструированном Гиршвальдом, приборе. который защищает воду, проникшую в сланец, от испарения.

Поверхностная водопоглощаемость для лучших сланцев равна: 0,03—0,12;
„ „ „ посредственных . . . 0,35—0,62;
„ „ „ плохих . . . . . 0,84—1,38.

Вышеупомянутый американский Комитет Д—16 по стандартизации методов испытания сланцев, в который входят 14 специалистов, установил единогласно следующий пробно-стандартный метод для определения коэффициента абсорбции сланцев, свойства не совсем совпадающего с поверхностной водопоглощаемости Гиршвальда.

Американцы изготовляют для испытания 6 образцов 15 *см* × 15 *см* × 6 *мм*, которым придают шлифованием отделку оселка. Каждый образец испытывается отдельно для получения, таким образом, средней величины. Образцы сушат при температуре 110—120° в течение суток; после сушения дают им охладиться в течение

15 минут и взвешивают; вес определяется с точностью до 0,05 грамма. После взвешивания образцы погружают в воду до 5° С на 2 суток или же кипятят их в воде в течение 8 часов, охлаждая потом холодной водой в течение 30 минут. Вытертые от поверхностной влаги сухой материей, образцы снова взвешиваются. Процент абсорбции вычисляется из формулы $\frac{(B-A)\ 100}{A}$, где A — вес сухого, B — абсорбировавшего воду образца.

На основании 78 анализов образцов кровельных сланцев (взяты, главным образом, с крыш, покрытых ими зданий), Гиршвальд различает по химическому составу:

1) Богатые известью сланцы, известково-глинистые сланцы с содержанием от 15 до 20% $CaCO_3$; они составляют 14% исследованных образцов.

2) Содержащие известь сланцы, с содержанием $CaCO_3$ от 5 до 10%; они составляют 28% иследованных образцов.

3) Свободные от извести или бедные известью сланцы, с содержанием $CaCO_3$ от 0 до 4%; они составляют 58% исследованных образцов. Dale рекомендует производить полные анализы сланцев для их сравнения с имеющимися анализами уже известных лучших образцов.

Особенно большое значение для установления качества сланцев имеет содержание в них серного колчедана и углистых веществ.

Содержание серного колчедана, который встречается в сланцах, частью в тонкораспыленном состоянии, частью в зернах, кристаллах или линзевидных конкрециях, колеблется в хороших сланцах от 0,04 до 1%, в плохих сланцах от 0,4 до 3,0%.

Необходимо при этом отметить, что содержание серного колчедана от 0,5 до 1% только при малом количестве карбонатов в сланцах или при большой их силификации не влияет на качество сланца. На основании процентного содержания в сланце серного колчедана и карбоната кальция, а также твердости сланца, Гиршвальд дает специальную 3-ю дополнительную таблицу для вычисления числовых поправок к числам основных таблиц, определяющих качество сланцев. При химическом анализе Гиршвальд обращает внимание на следующие определения: углекислых соединений, силикатов, растворимых в соляной кислоте, окиси железа, серного колчедана, углерода в органических соединениях; в его книге указываются специальные методы анализа сланцев.

Для определения класса морозосопротивляемости сланцев Гиршвальд употребляет специальную 5-ю таблицу, составленную на основании сопоставления коэффициентов размягчаемости η и коэффициентов водонасыщаемости сланцев. Последний коэффициент, так же как и первый, определяется экспериментальным путем и равен: $s = \frac{\omega_2}{\omega_c}$, где ω_2 представляет количество воды, абсорбированное капиллярами образца после 3-часового пребывания образца в воде, а ω_c — количество воды, потребное для заполнения всех существующих в породе пор. Это количество определяется поглощением воды образцом, находящемся в особом приборе, компрессоре, при 150 атм. давления, наполненном водой, лишенной воздуха (рис. 56 книги Гиршвальда).

Последняя таблица Гиршвальда дает поправки для определения численного значения квалификации сланцев на основании классов их морозосопротивляемости. На примере, даваемом Гиршвальдом, можно пояснить постепенный ход определения по таблицам марки сланца.

Положим, что микроскопическое исследование шлифов сланца показало, что слюдяные прослои расположены совершенно непрерывно и многократно между собою связаны. В таком случае имеется у сланцев структурный тип Cz_3. Положим, что толщина слюдяных прослоев оказалась равной 0,004 *мм*, их число на 1 *мм* в поперечном сланцеватости разрезе равно 51; произведением толщины прослоев на количество будет, таким образом, равно 0,204. Слюдяные пластинки дают микроструктуру типа gc_4.

Таким образом, по таблице 1-й получим для сланца марку 1В; качественное число равное 0,75. Если твердость h_1 равна 16, коэффициент размягчаемости η

равен 0,6, то по первой дополнительной таблице поправка к качественному числу 0,75 выразится числом + 0,15. Далее, если поверхностная водопоглощаемость на 100 *кв. см* $W\alpha = 0{,}46$ *г*, то при $\eta = 0{,}6$ по второй дополнительной таблице поправочный коэффициент множитель будет равным 1,03. Таким образом, имеем пока что для качественного числа — 1,03 (0,75 + 0,15) = 0,927.

Положим, что результаты химического исследования дали для FeS_2 в весовых процентах 0,52%, для $CaCO_3$ — 16,1%. При твердости 16 получаем, на основании 3-й дополнительной таблицы, поправку + 0,32; прибавляя эту величину к полученному уже числу 0,927 имеем новое число = 1,247.

При коэффициенте водонасыщаемости $s = 0{,}7$ и коэффициенте размягчаемости $\eta = 0{,}6$ получаем по 5-й таблице для морозосопротивляемости класс 2-й и на основании последней дополнительной таблицы имеем поправку + 0,40. Таким образом, окончательное качественное число будет равняться сумме 1,247 + 0,40 = 1,647, в среднем 1,65. Это число соответствует марке сланца промежуточной между маркой I—II (1,5) и маркой II (2).

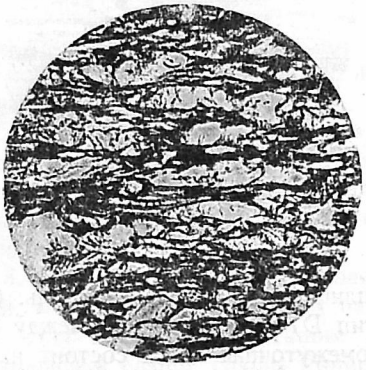


Рис. 1.

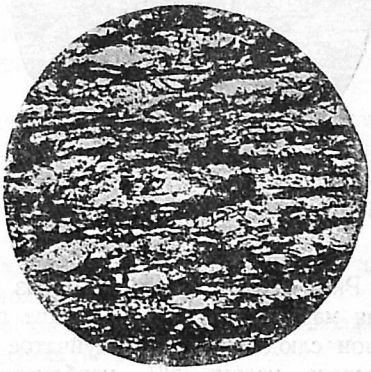


Рис. 2.

Dale (55) особенно существенное значение придает микроскопическому методу изучения микроструктуры сланца. Для того, чтобы показать, какое большое влияние на качество сланцев оказывает его микроструктура представлено 5 микрофотографий шлифов кровельных сланцев, приготовленных перпендикулярно к сланцеватости, взятых из статьи Гиршвальда, помещенной в первом номере периодического издания Bautechnische Gesteinsuntersuchungen.

Рис. 1 изображает увеличенный в 80 раз шлиф кровельного сланца из Russbachtal около Висбадена. Структурная марка сланца — IB.

Слюда образует непрерывный, довольно толстый прослой (тип C), совершенно плойчатого сложения (вид z_4), так что остальные компоненты, богатые кальцитом имеют вид линз и совершенно заключены в слюде. Благодаря такой структуре этот сланец как с поверхности перпендикулярно к сланцеватости, так и в направлении сланцеватости поглощает очень мало влаги, поэтому несмотря на большое содержание $CaCO_3$, этот сланец хорошо сохранился на 200 летних крышах окрестностей Висбадена.

Рис. 2 представляет увеличенный в 140 раз шлиф сланца из местечка Thomm около Триэра. Структурная марка сланца — IB; слюдяные прослои не так толсты как в предыдущем образце, образуют несколько прерывистые прослои, но также плойчато между собою связанные. Промежуточная масса состоит на 79% из кварца; карбоната кальция только 4%. Защитные свойства слюдяных прослоек здесь не так хорошо выражены, как в предыдущем образце, тем не менее крыша из сланцев названного месторождения находится в хорошем состоянии на 300 летних башнях триэрского собора.

Рис. 3 изображает увеличенный в 80 раз шлиф сланца из местечка Clotten a. d. Mosel. Структурная марка его — II. Слюдяные прослои непрерывны и плойчато-срастающиеся имеют, рассматриваемые при больших увеличениях, чешуйчатое, неплотное строение.

Промежуточная масса состоит из 77% кварца и 4,2% карбонатов. Водопоглощаемость со стороны сланцеватости довольно значительная, коэффициент водонасыщаемости равен 0,75. В соответствии с упомянутыми свойствами сланцевые крыши из этого месторождения значительно расслоились и разрыхлились на крыше церкви св. Андрея в г. Кельне.

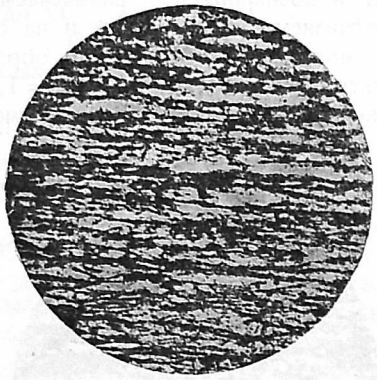


Рис. 3.

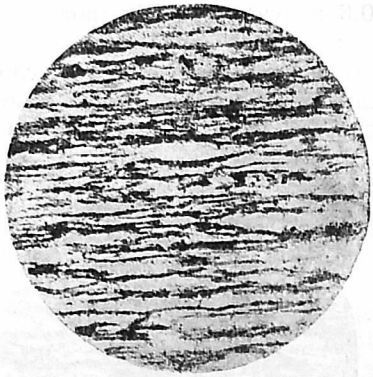


Рис. 4.

Рис. 4 изображает в 80 раз увеличенный шлиф сланца с реки Мозель. Структурная марка сланца — II. Тонкие прерывистые (тип D) и не связанные между собою прослои слюды имеют чешуйчатое строение. Промежуточная масса состоит из 75% зернистого кварца, 5% карбонатов и содержит, кроме того, маленькие зернышки серного колчедана. Поглощение воды со стороны поверхности сланцеватости значительное. На столетних крышах г. Эльберфельда сланец этот значительно повыветрился.

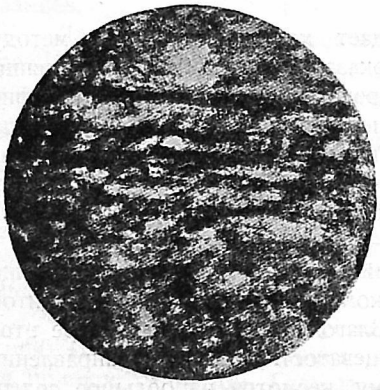


Рис. 5.

Рис. 5 представляет увеличенный в 80 раз шлиф сланца из Нассау. Структурная марка его — V — VI. Содержание углистых примесей обусловливает расплывчатые контуры и рыхлое строение слюдяных прослоев. Покрытые этим сланцем крыши зданий в окрестностях г. Касселя уже по истечении 20 лет оказались негодными.

Для определения модуля разрыва (rupture) и модуля эластичности (elasticity) вышеупомянутым американским Комитетом разработаны прибор и пробный стандартный метод, описанные в протоколах 28 годичного Съезда Общества, происходившего в июне 1925 г., в Atlantic City, New Jersey.

Для определения электрического сопротивления (electric resistance) сланцев, идущих для электротехнической промышленности в Америке, употребляется метод проф. W. N. Gladson (50). Электропроводность сланцев зависит отчасти от количества содержания в них магнетита, отчасти, наверное, от их структуры и текстуры.

Простой способ определения в сланце магнетита заключается в следующем: растирают 4 *куб. см* сланца в агатовой ступке, посыпают измельченный сланец на плоскую поверхность и при помощи сильного магнита извлекают магнетит, который взвешивают. Таким образом, определяется содержание магнетита на 1 *куб. см*.

Гиршвальд для своей классификации кровельных сланцев не пользуется испытанием вышеупомянутых механических их свойств; американцы же употребляя много сланца для других, кроме кровель, строительных целей считают необходимым производить и эти испытания.

Американский Комитет по стандартизации методов исследования сланцев начал, кроме того, работать только недавно и не успел еще систематически проработать всех методов испытания кровельных сланцев, как это сделал Гиршвальд. Нашей технике, пока что, удобнее воспользоваться методами немецкого ученого.

Вышеупомянутые испытания требуют лабораторной обстановки; для предварительного опробования кровельных сланцев, при разведках на месторождениях, можно указать некоторые простые приемы, позволяющие, тем не менее, различать сланцы хорошие от сланцев плохих.

1. Если пластинку обыкновенной тонины хорошего кровельного глинистого сланца подвесить и ударить по ней твердым предметом, то последняя издает звук, напоминающий звук удара по стеклянной пластинке. У худших сортов глинистых сланцев, богатых аморфными глинистыми частицами звук не является таким ясным, как у хороших сортов, богатых слюдой. Первые при разломе дают, кроме того специфический запах глины. Нужно, однако, отметить, что сланцы, богатые хлоритом и тальком, такого звука также не дают, хотя и могут служить хорошим кровельным материалом.

2. Так как стоимость добычи сланца в значительной мере зависит от степени его раскалываемости, сланцеватости, то необходимо ее испытать. Проба на степень раскалываемости должна производиться опытным мастером на свежевыломанной мокрой и незамороженной глыбе; раскалывающее долото должно быть острым, шириною приблизительно в 5 *см.*

3. Степень выцветания кровельных сланцев, имеющая также значение для их оценки, может быть наблюдаема на отвалах каменоломни.

4. Для оценки по внешним признакам плоскостей сланцеватости количества находящейся в сланце слюды Гиршвальд дает следующую схему;

Количество слюды	Блеск	Текстура	Другие признаки плоскости сланцеватости.
1. Очень много слюды. .	Сильно шелковистый.	Весьма однородная.	Весьма гладкая.
2. Много слюды	Слабо шелковистый.	Однородная.	Гладкая.
3. Мало слюды	Слабый блеск.	Более или менее пористая.	Более или менее землистая.
4. Очень мало слюды . .	Совершенно матовый.	Более или менее пористая.	Более или менее землистая.

5. Углистые примеси и природу таковых определяют следующим простым способом:

а) растирая порошок сланца между листами белой бумаги имеем, при наличии графита, черное блестящее и сильно-пристающее к бумаге окрашивание; при наличии битуминозного угля — матовое и легко удаляемое; антрацитовый уголь дает весьма слабое окрашивание.

б) при накаливании порошка сланцев в закрытой трубочке, битуминозно-углистые примеси дают неприятный запах; примеси графита и магнитного железняка остаются неизменяемыми и лишь в присутствии железного колчедана окраска порошка принимает при накаливании красноватый тон.

в) большое содержание битуминозно-углистых примесей придает сланцу черно-матовую окраску, ясно различимую в лупу на поперечных разломах.

6. Относительное содержание карбонатов определяют при помощи смачивания соляной кислотой.

7. Степень силификации, измеряемая твердостью, определяется испытанием последней при помощи стальной иглы на сухих образцах и на образцах, которые в течение двух суток находились под водой. У сильно силифицированных, хороших сланцев твердость не меняется после их нахождения в воде.

8. Если имеются весы, можно упрощенным способом определить коэффициент s водонасыщаемости сланцев и на основании этого коэффициента судить об их морозосопротивляемости. Для этого поступают следующим образом: образец сланца около 25 *куб. см* высушивается при 40° С, взвешивается, кладется в воду на полчаса, обтирается и снова взвешивается. Таким образом, определяется вес впитавшейся с поверхности в сланец воды g_1. Другой высушенный образец раскалывается на куски, 30 грамм кусков, объема приблизительно в 1 *куб. см* каждый, взвешиваются и кладутся в воду на 10 дней. По истечении этого времени куски сланцев высушиваются между листами фильтровальной бумаги и снова взвешиваются для определения веса g_2 поглощенной воды. Дробь $\frac{g_1}{g_2}$ даст приближенный коэффициент водонасыщаемости s. Если этот коэффициент больше 0,8, то сланец необходимо считать неустойчивым по отношению к действию мороза.

9. Некоторые сланцы имеют вредное свойство расслаиваться от действия жарких солнечных лучей (Sonnenbrenner). Для испытания сланцев в этом отношении поступают следующим образом. Сланцевые плиты, сухие и после одночасового нахождения в воде, нагревают до 160° С на железном листе. Если после нагревания сланец остается невредимым, то можно с уверенностью сказать, что он не имеет упомянутого вредного свойства. Если же сланец растрескивается уже при 80° С, то такой сланец необходимо считать плохим.

10. По Dale сланец, содержащий линзы или кристаллы легко разлагаемого марказита, дающего желто-белые налеты и ржавые пятна, должен считаться плохим; между тем как, незначительное содержание пирита, более устойчивого к выветриванию, может и не вредить качеству сланца; пирит присутствует почти во всех, в особенности в сланцах черного цвета.

11. Для испытания на сопротивление кислотам, находящимся в атмосфере городов, Фрезениус предложил следующий способ: сланец погружается на 3 дня в слабую сернистую кислоту в закрытом сосуде; по истечении этого времени плохие сланцы размягчаются и рассыпаются на тонкие пластинки, хорошие же сланцы сохраняют свою твердость и плотность.

В своей книжке „Кровельные материалы“ П. 1905 г. А. Ф. Папенгут упоминает, что климат СССР не позволяет применять в качестве кровельного материала естественные кровельные сланцы. Автору этой статьи представляется, что этот пессимистический взгляд не на чем не основан и происходит от того, что наши строители всегда очень мало обращали внимание на обстоятельное испытание строительных материалов. На этом же неверном основании произошли большие недоразумения с покрытием негодной черепицей строений Московской Окружной железной дороги. Автор этой статьи уверен также в том, что можно будет разработать недорогие методы для искусственной защиты кровельных плиток из естественного сланца от проникновения в них влаги, в тех случаях, когда при испытании сланцы окажутся невысокого качества. Во всяком случае, методы испытания кровельных сланцев достаточно разработаны, чтобы после испытания тех или иных из сланцев Союза, мы смело могли приступить к их употреблению.

Научно-техническая литература о глинистых и других кровельных сланцах весьма обширна; приведенный ниже список ни в какой мере не является исчерпывающим, В книге Dale... (55) имеется более 125 названий статей, касающихся геологии, петрографии и разработки кровельных сланцев, в нашем списке не помещенных.

Старая литература приведена на том основании, что может быть полезной при организации в глухих местах полукустарных каменоломен местного значения.

Литература, преимущественно геологического содержания.

1. Inostranzeff, A. Studien über metamorphosierte Gesteine im Gouv. Olonez, Leipzig, 1879. Thonschiefer, pp. 137—144.

2. Geinitz, E. Der Phyllit von Rimognes in den Ardennen: Min. pet. Mitt. neue Folge, vol. 3, pp. 533—540, 1881.

3. Barrois, Charles. Recherches sur les terrains anciens des Asturies et de Galice, Lille, 1882. Phyllades du terrain Cambrien, 22—28.

4. Mueller, F. E. Die normalen Schiefer des Hennbergs: Neues Jahrb., 1882, vol. 2, pp. 217—224.

5. Gosselet, J. Les schistes de Fumay: Soc. geol. Nord Annales, vol. 10, pp. 63—86, Lille, 1884.

6. Lariviere, G. Notes d'un voyage aux ardoisières du pays de Galles: Annales des mines, Mem., 8-th ser., vol. 6, pp. 505—564, Paris, 1884.

7. Krueger, R. Die natürlichen Cesteine, Leipzig, 1889, сланцы, pp. 123—136. (Имеется новое издание).

8. Hutchings, W. M. Notes on the ash slates and other rocks of the Lake district: Geol. Mag., dec. 3, vol. 9, pp. 145—218, London, 1892.

9. Les Ley, J. P. A summary description of the geology of Pennsylvania: Pennsylvania Geolog. Survey Final Rept., vol. 1, Harrisburg, 1892. The southern or Peach Bottom phyllit belt, pp. 136—141, 555—556; chapters 45—49, Formation № 3 and the roofing slates beds.

10. Dale, T. N. The Rensselaer grit plateau in New York: U. S. Geol. Survey Thirteenth Ann. Rept., pt. 2, 1893. The structure in black slate at the Lebanon Springs quarry, pp. 319—321.

11. Helland, A. Tagskifere, heller og vekstene. Norg. Geol. Under. № 10, 1893. 3—178.

12. Hutchings, W. M. Clays, schales, and slates: Geol. Mag., dec. 4, vol. 3. № 7, p. 309; № 8, p. 343, London, 1896.

13. Bayley, W. S. Slate from Monson, Piscataquis County, Maine: U. S. Geol. Survey Bull. 150, pp. 308—313, 1898.

*14. Dale, T. N. The slate belt of eastern New York and western Vermont: U. S. Geol. Survey Nineteenth Ann. Rept., pt. 3, pp. 143—307, 1899.

15. Reade, T. M., and Holland, Philip, The phyllades of the Ardennes compared with the slates of North Wales: Liverpool Geol. Soc. Proc., vol. 8, pt. 1, pp. 274—293, 1899; pt. 2, pp. 463—479, 1900.

16. Reade, T. M. The green slates of the Lake district, with a theory of slaty structure and slaty cleavage: Liverpool Geol. Soc. Proc. for 1900—1901, pp. 101—127, 1901.

17. Eckel, E. C. On a California roofing slate of igneous origin: Jour. Geology, vol. 12, pp. 15—24, 1904.

18. Eckel, E. C. On the chemical composition of American shales and roofing slates: Jour. Geology, vol. 12, pp. 25—29, 1904.

19. Katzer, Fr. Der Dachschiefer von Eisenbrod in Nordböhmen. Verh. d. K. K. Geol. R. Wien, 1904, № 7. 177—182.

20. Fischer, O. On the cleavage of slates: Nature, vol. 72, pp. 55—66, 1905.

21. Fox, H. The variegated slates of North Cornwall: Roy. Geol. Soc. Cornwall Trans., vol. 13, 1906.

22. Sieburg, Richard. Ueber transversale Schieferung im thüringischen Schiefergebirge, Halle, 1907, Abstract in Zeitschr. prakt. Geologie, vol. 17, pp. 233—262, 1909.

23. P. Niggli. Crubenmann, N. A., Jeannet, R. Moser, Die natürliche Bausteine und Dachschiefer der Schweiz. Beitr. z. Geol. der Schweiz. Geotechn. Serie, 5. Lief. Bern, 1915. s. 60—68.

24. Asselbe vghs, E. Les ardoisières du Devonien de la Belgique. Ann. Mines Belg t. XXV. pp. 1037—98. 9 fig. et cartes. Bruxelles. 1925.

Литература, преимущественно технического характера.

25. Mueller, H. Ueber die Dachschiefer in der Nähe von Lössnitz: Jahrb. Berg und Hüttenmann, 1854, pp. 190—233.

26. Blavie, R. A. Essai sur l'industrie ardoisiere d'Angers, 1863. Методы разработки.

27. Bower, John. Slate quarries as an investment (England), 1865.

28. Fresenius, R. Ueber die Prüfung der Dachschiefer auf den Grad ihrer Verwitterbarkeit. Zeitschr. anal. Chemie, vol. 7, pp. 72—98. Wiesbaden 1868.

29. Frazer, Persifor. Jr. Geology of Lancaster County, Pa.: Second Geol. Survey Pennsylvania Rept. Progress 1877, vol. CCC, Harrisburg, 1880. Roofing slate quarries of Lancaster and York counties, pp. 179—190, Pls. VII, VIII.

30. Chem. Ztg. 1890; 64—65; 94—95; 126—127.

31. Merriman, Mansfield. The strength and weathering qualities of roofing slates; with discussion: Am. Soc. Civil Eng. Trans vol. 27, № 3, pp. 331—349, September, 1892; № 6, p. 685 December, 1892; also vol. 32, pp. 529—539, 1894.

*32. Knoch, A. Der Dachschiefer, Berlin, 1895, 5—43.

33. Steiner, E. Ueber die Analyse und Wertbestimmung der Dachschiefer, 1896.
34. Thomas, J. J. Westmoreland slates; their Geology, chemistry, and architectural value Royal Inst. British Arch. Jour., 3d ser., pp. 194—200, 1896.
*35. Watrin, N. Les ardoisières des Ardennes; description et exploitation du schiste ardoisier, fabrication des ardoises, lever des plans d'ardoisières, Charleville, 1898.
36. Mathews, E. B. An account of the character and distribution of Maryland building stones, together with a history of the quar rying industry: Maryland Geol. Survey, vol. 2, 1898. Slate: The Peach Bottom area, pp. 214—231; Ijamsville, pp. 231—232.
*37. Davies, D. C. Slate and Slate Quarring. London. 1—186 Loockwood. 1899. н. и. 1912.
38. Seip, Heinrich. Die Wetterbeständigkeit der natür. Bausteine usw. m. bes. Berücksichtigung der Dachschiefer. Jena. Costenoble. 1900.
39. Perkins, G. H. Report of the State Geologist on the mineral industries of Vermont, 1899—1900. Slate, pp. 17—30.
40. Nevins, J. N. Roofing-slate quarries of Washington County, N. Y.: New York State Mus. Fifty-third Ann. Rept., for 1899, vol. 1, pp. 135—150, Albany, 1902.
41. Lariviere, G. Industrie ardoisière, carrieres et mines de Maine- et Loire, 1903. Extract from „Anjers et l'Anjou" pp. 1—51.
42. Seip, H. Die abgekürzte Wetterbeständigkeitsprobe. Frankfurta. a M. H. Keller. 1905.
43. Perkins, G. H. Report of the State geologist on the mineral industries and geology of certain areas of Vermont, IV, 1903—4, pp. 47—51. Idem, V, 1905—6, pp. 8—19. Idem, VI, 1906—7, pp. 46—49.
44. Stone (Editorial). A defence of slate mining: Vol. 28, pp. 332—338, New York, 1907.
45. Barnum, George. Slate mining versus quarrying: Stone, vol. 28, pp. 219—227, 1907.
46. Peach, B. N. and others. The Geology of the seaboard of Mid Argyll, etc.: Geol. Survey Scotland Mem., Expl. Sheet 36, Glasgow, 1909. Economics of the roofing slates, pp. 102—110,
47. Stone (Editorial). Quarrying innovation in the Peach Bottom region: Vol. 30, pp. 259—261, New York, 1909.
48. Mineral Resources of the United States. U. S. Geol. Survey. Chapters on slate for the years 1904—1920; 1904—1914 by A. T. Coons, 1915—1917 by G. F. Loughlin, 1918—1920 by G. F. Loughlin and A. T. Coons.
В дополнение к статистическим данным продукции имеются следующие технологические сведения:
1909. Slate waste, by A. T. Coons.
1910. Slate for other uses (other than Mill stock and rooging), by A. T. Coons.
1911. Classification of slate, by A. T. Coons.
1911. Color of slate, by A. T. Coons.
1912. Causes of slow development of slate industry, by A. T. Coons.
1912. Slate quarries and slate quarriing machinery, by A. T. Coons.
1920. Slate granules, by G. F. Loughlin and A. T. Coons.
49. Autissier, A. Etude sur l'industrie ardoisière en France: Soc. ind. min. Bull 4-e ser., vol. XI, pp. 19—86, 133—197, 1909. Geol. Centralbl. vol. 13, pp. 606—607, 1910.
50. Purdue, A. H. The Slates of Arkansas; U. S. Geol. Survey Bull. 430, pp. 317—331, 1910.
51. Brown, H. Y. L. The Willunga slate quarries: Review of mining operations in the State of South Australia Feb.—June. 1911 p. 24 and 3 pl., Adelaide, 1911.
52. Dresser, J. A. On the Slate industry in southern Quebec: Canadian Min. Inst. Quart. Bull. 15, pp. 71—85, 1911; Canadian Min. Journ. vol. 32, pp. 584—590, 1911; The Quarry, London, February, 1912, pp. 46—48.
*53. Eckel, E. C. Building stones and clays; their origin, characters, and examination, New York, 1912. 95—126.
*54. Hirschwald, J. Handbuch der bautechnischen Gesteinsprüfung, Berlin, 1912.
55. Dale, J. Nelson, and others. Slate in the United States: U. S. Geol. Survey, Bull. 586, 1914, 220 pp.
56. Oxaal, J. Oversigt over den norske stenindustri. 1914. Norg Geol Unders Kr № 70.
57. Grasty, J. S. and Cline, J. H. Series of articles on various phases of the slate industry: Stone, vol. 36. 1915 № 1, pp. 30—31 № 2, pp. 82—85; pp. 138—139, № 4, pp. 199—201.
58. Berlin, R. C. Electricity in slate quarring: The Quarry, vol. 20, October, 1915 pp. 248—252.
59. Hirschwald, J. Leitsätze für die praktische Beurteilung uns. der natürlichen Bausteine. Berlin. Borntr. 1915.
*60. Sheare, R. H. K. Report on the slate deposits of Georgia: Geol. Survey of Georgia, Bull. 34, 1918, pp. 192.
61. Howe, J. A. The Geology of building stones, London. 1910. 273—326.
62. Hammer. Dachschiefer und s. Prüfung. Bauwelt. 11 Iahrg. 13. 1920.
63. Verwertung von Schiefer Abraum in England. Der Steinbruch. B. XIV. S. 56.
64. Briggs, Roland H. Slate quarring in North Wales: Compressed Air Magazine, October, 1921, p. 10247.
65. Fuller Merton, O. Tests of physical and electrical properties of slate, Fritz Engineering Laboratory, Lehigh University, 1921, pp. 34.

66. Delcourt, E. Sur une methode rationnelle d'exploitation de l'Ardoise. Ann des Mines de Belgique, 1921. Vol. 22., 3 F. pp. 791—821.
*67. Bowles Oliver. The technology of Slate. Bureau of Mines Wash., Bull. 218. pp. 132 1922.
68. Dorstewitz. Der Deutsche Schieferbergbau. Anzeiger f. Berg. Hütten u. Maschinenwesen. 1 922. № 143 u. № 144.
69. Hundt, Rudolf. Der Schieferbergbau Deutschlands. D. technisch. Blatt. 5 Jg. 1923.
70. Anon Emploi des perforatrices et des coins dans les carrieres d'Ardoise. Mines, Carrieres Grand Entreprises. Vol. III(1924), № 15.
71. Bellanger, M. E. L'Industrie de l'Ardoise. Mines, Carrieres, Grandes Entreprises. Vol. III. 1924. №№ 24, 25, 26. pp. 797—800, 813—818, 828—832.
*72. North, F. J. The Slates of Wales. National Museum of Wales Cardiff. 1925. 66 pp. (сводка литературы по 1924 г. №№ 105).
73. American Society for Testing Materials. Proceedings, Vol. 25. 1925. pp. 754, 756.
74. Groud, M. Ch. Terrain ardoisier de l'Ardenne. (Mines, Carriéres, Grandes Entreprises. 1926. № 45, pp. 267—268).
75. Ventenat, M. M. Les ardoisiéres de Maurienne (Savoie). („Mines, Carriéres, Grandes Entreprises", 1926. Octobre, № 48. C 303—C 309).
76. Cahen, I. et Bruet, E. Carriéres, platrieres, ardoisières. Paris 1926. Avec 147 fig.
77. Anon. Utilisation of Slate Waste. Alumina from Slate Waste. Report to the North Wales Reconstruction Association („The Quarry Managers Journal", Vol. 8. № 7. February 1926. pp. 224—237).
78. Westbrook, F. A. The slate quarry markets waste at a worth while profit. („Pit and Quarry". Vol. 13. № 3. pp. 75—79).
79. Anon. Slate Producers hold annual Conference. („Rock Products" 1926. № 4. p. 79).
80. Anon. Grouping and ordering of Slates. („The Stone Trades Journal", Vol. XLV, № 1. p. 42).
81. Anon. Stone Tiles. („The Stone Trades Journal", Vol. XLV, № 3. 1926. p. 114).
82. Anon. A Slate Dust Road. („The Stone Trades Journal", Vol. XLV, № 3. pp. 113—120. 1926).
83. Anon. Electricity in the Slate Industry. („The Stone Trades Journal". Vol. XLV, № 4. pp. 170—174. 1926).
84. Anon. The Rhosydd Slate Quarries at Blaenau-Festiniog, North Wales. („The Stone Trades Journal", Vol. XLIV, № 1926. pp. 391—395).
*85. Slate Roofs Book. Published by the National Slate Associetion. Philadelphia. 1926.
86. „The Slate Trade Gazette" Official Organ of the National Federation of Slate Merchants, Slaters & Tilers and Kindred Trades. Established 1892. 1926—XXXII. 5 Sh. per annum. Publishing Offices: Wilberforce Press Hull.
87. Deutsches Dachdecker Handwerk. Berlin. (47 Jahrg.—1926) Verlag Carl Gasedow Berlin S. 42. Prinzenstrasse 98.

Инж. Г. П. Кульбуш.

Теория термоэлектрического пирометра.

Измерение температур непосредственным отсчетом по стрелке гальванометра. (*Из работ Горно-Металлургической Лаборатории).*

В простейшем и наиболее часто встречающемся на практике виде термоэлектрический пирометр представляет собою совокупность термоэлемента и гальванометра. Термоэлемент, состоящий из двух разнородных металлических стержней, проволок, иногда трубы и проволоки, так или иначе друг от друга изолированных и защищенных от внешних воздействий, генерирует некоторую электродвижущую силу, являющуюся функцией температур горячего и холодных его спаев. Гальванометр, к клеммам которого присоединяются провода, идущие от термоэлемента, показывает величину этой электродвижущей силы; будучи проградуирован, как это чаще всего встречается, в градусах Цельсия, гальванометр показывает непосредственно температуру.

Столь несложное схематически устройство термоэлектрического пирометра большею частью не вызывает никаких сомнений в надежности и точности его работы. Единственным больным местом его обычно считают поправку на температуру холодных спаев, которая, между прочим, может быть чрезвычайно легко устранена путем установки стрелки холостого гальванометра вместо нуля на число градусов, при котором находятся или холодные спаи, или концы компенсационных проводов.

Настоящая статья имеет своей целью обратить внимание на то, что названной поправкой на температуру холодных спаев далеко не исчерпываются источники погрешностей термоэлектрического пирометра. Далее мы предполагаем показать, что в обычном виде термоэлектрический пирометр не может удовлетворять условиям весьма точного измерения температур.

Пусть (рис. 1) имеется аггрегат, состоящий из термоэлемента, соединительных проводов и гальванометра.

Пусть горячий слой термоэлемента находится при температуре t, холодные его спаи при t_0, и электродвижущая сила термоэлемента равна $E_т$.

При этом, вообще говоря:

$$E_т = f(t, t_0) \quad \ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots (1)$$

вид этой функциональной зависимости может быть самым разнообразным в связи с природой материалов, составляющих термоэлектрическую пару.

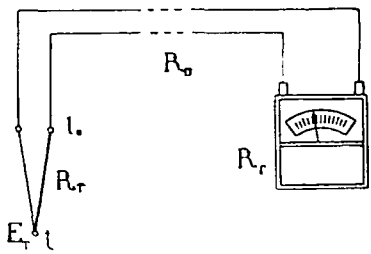


Рис. 1.

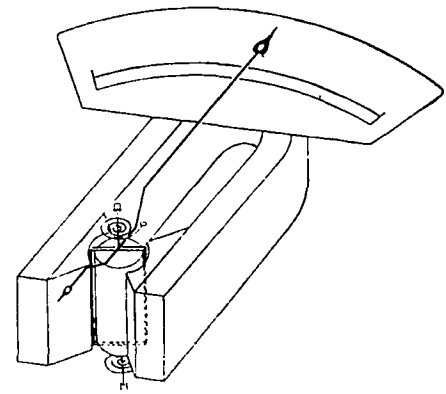


Рис. 2.

В наши задачи не входит рассмотрение причин, влияющих на величину $E_т$; считая ее наперед заданной и так или иначе зависящей от температур горячего и холодных спаев, мы интересуемся методом ее измерения.

С целью выяснения, каким образом рассматриваемая электродвижущая сила служит причиной показаний гальванометра, т.-е. перемещения его стрелки, необходимо обратиться к рассмотрению механизма электроизмерительного прибора системы Депрэ.

В приборе Депрэ указательная стрелка скреплена с рамкой, состоящей из ряда витков изолированной проволоки; эта рамка помещена в магнитное поле мощного постоянного магнита. Рамка вращается на цапфах, покоющихся в рубиновых, сапфирных и т. п. подпятниках и приводится в нулевое положение антимагнитными пружинками из фосфористой бронзы и т. п. Схематически вид подвижной системы гальванометра Депрэ изображен на рис. 2; практическое осуществление гальванометра представлено на рис. 3. Через рамку пропускается ток, подводимый большею частью по пружинкам или по подвесной ленте, на которой в одном из вариантов гальванометра свободно висит рамка.

При прохождении тока по рамке, вследствие взаимодействия магнитного потока и электрического тока, возникает пара сил, стремящихся повер-

нуть рамку. Моменту этой пары сил противопоставляется упругий момент пружинок или подвесной ленты, стремящейся вернуть рамку в исходное нулевое положение. Величина момента электромагнитных сил, поворачивающих рамку, может быть определена следующим образом.

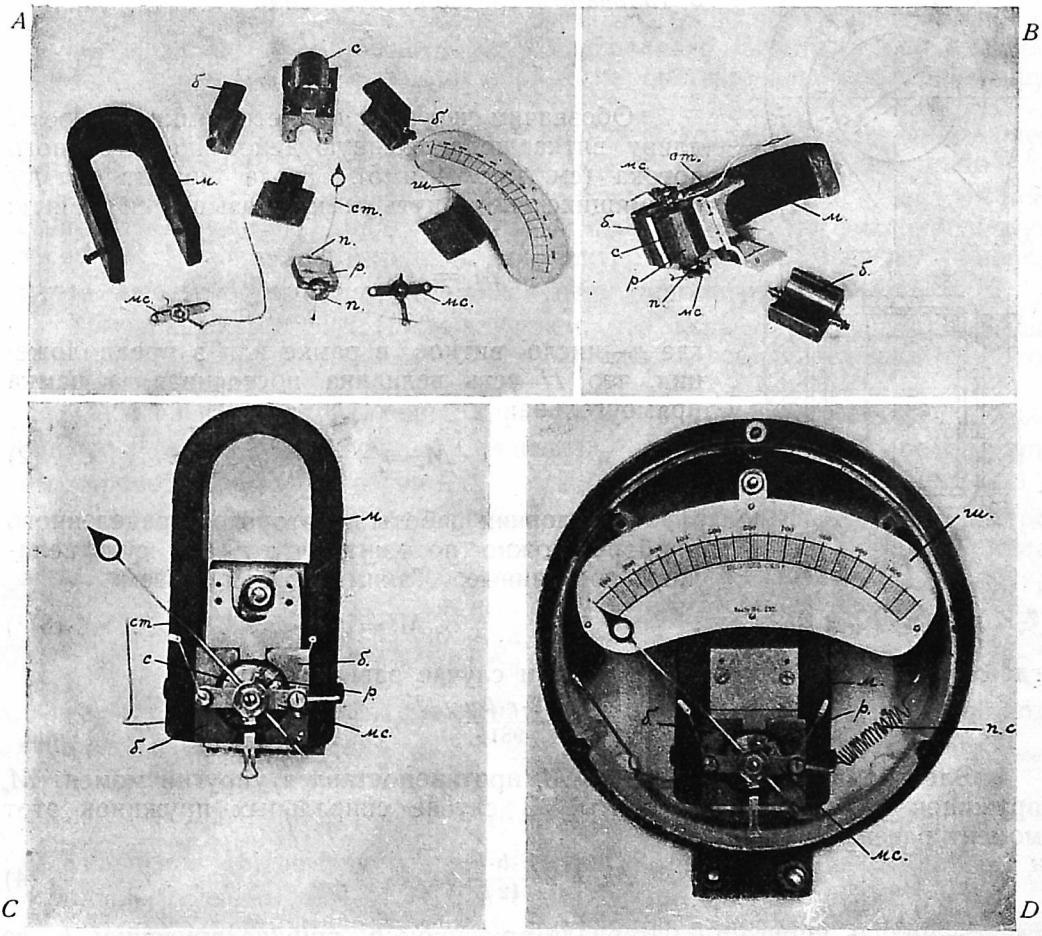


Рис. 3.

Конструкция и сборка гальванометра системы Депрэ [фирмы Bristol (Weston). для термоэлементов Chromel-Alumel].

A — детали гальванометра в разобранном виде.

B — собраны: один полюсный башмак и рамка; для наглядности половина магнита отломана.

C — собранная магнитная система.

D — общий вид гальванометра (крышка со стеклом снята).

Детали: *р* — рамка; *б* — полюсные башмаки; *п* — антимагнитные пружинки; *с* — сердечник; *м* — постоянный магнит; *мс* — мостики с сапфирными подпятниками; *ст* — стрелка; *ш* — шкала; *п. с.* — предварительное манганиновое сопротивление.

Пусть проводник длиною Δs *см*, по которому проходит ток силой i амп. помещен в магнитное поле напряжением в H гауссов. Тогда по закону Лапласа — Ампера — Био — Савара, сила Δf, стремящаяся сместить его равна:

$$\Delta f = c \cdot i \cdot \Delta s \cdot H \cdot \sin(\Delta s, H).$$

Если Δf выражена в динах, i—в амперах, Δs—в *см*, H—в гауссах, то $c = {}^1/_{10}$.

Таким образом, для выражения Δf в граммах имеем:

$$\Delta f = \frac{i \cdot \Delta s \cdot H \cdot \sin(\Delta s, H)}{9\,810}.$$

В гальванометре Депрэ магнитное поле, вследствие надлежащей формы полюсных башмаков и сердечника, всегда направлено нормально к проводнику, в связи с чем $\sin(\Delta s, H)$ может быть положен равным 1.

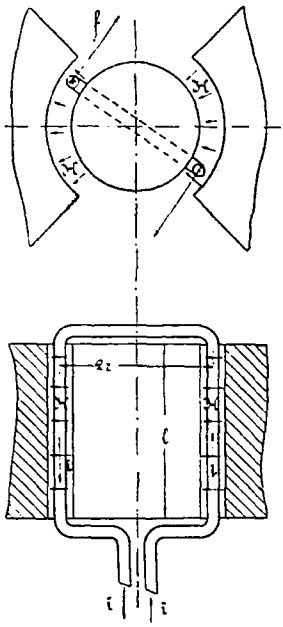


Рис. 4 и 5.

Таким образом, на элемент длины рамки в гальванометре действует сила

$$\Delta f = \frac{i \cdot \Delta s \cdot H}{9810} \text{ г}.$$

Обозначим через $2r$ диаметр рамки и через l длину витка, подверженную действию магнитного потока (см. рис. 4 и 5). Тогда момент сил f, f стремящихся повернуть рамку оказывается равным:

$$M_i = \int_0^l \frac{i \cdot ds \cdot H \cdot n \cdot 2r}{9810},$$

где n—число витков в рамке или в предположении, что H есть величина постоянная, а рамка прямоугольна:

$$M_i = \frac{2 \cdot r \cdot l \cdot n \cdot H \cdot i}{9810} \quad \ldots\ldots\ldots (2)$$

В условиях работы некоторого определенного прибора можно положить, что r, l, n суть величины постоянные. Таким образом, имеем:

$$M_i = c \cdot H \cdot i, \quad \ldots\ldots\ldots (3)\ ^1)$$

где c—постоянная величина, в данном случае равная

$$c = \frac{2 \cdot r \cdot l \cdot n}{9810}.$$

Электромагнитному моменту M_i противопоставлен упругий момент M_e пружинок или подвесной ленты. В случае спиральных пружинок этот момент равен:

$$M_e = 2 \frac{E \cdot b \cdot h^3}{12\,l} \varphi, \quad \ldots\ldots\ldots\ldots\ldots (4)$$

где E—модуль упругости материала пружинок, b—ширина пружинки, h—ее толщина, l—ее длина и φ угол поворота.

Так как b, h и l суть величины для данного прибора постоянные, мы можем положить:

$$M_e = c_1 E \cdot \varphi, \quad \ldots\ldots\ldots\ldots\ldots (5)$$

где $c_1 = 2\frac{bh^3}{12\,l}$.

Совершенно аналогичный уравнению (5) результат получается и для случая подвесной ленты.

Представим себе, что через находящийся в покое прибор начал протекать ток силой I ампер. Тогда на рамку начинает действовать электромагнитный момент M_i, которому противопоставлен упругий момент M_e. Совершив несколько колебаний, рамка и связанная с ней стрелка остановится в том положении, при котором эти моменты будут равны, т.-е. будет соблюдено равенство:

или

$$M_i = M_e,$$
$$cHI = c_1 E \varphi \quad \ldots\ldots\ldots\ldots\ldots (6)$$

---

[1]) Некоторое отличие в выводе уравнения вращательного момента для приборов с круглой и плоской рамкой (напр., системы Thwing Instr. C-o, C-ie de compteurs и т. п.) нисколько не отзывается на окончательном результате, данном уравнением (3).

Показания прибора, т.-е. положение его стрелки обусловливается поворотом рамки и связанной с ней стрелки на угол φ. Для этого угла имеем:

$$\varphi = \frac{c}{c_1}\frac{H}{E} I = C \cdot \frac{H}{E} I \quad \ldots \ldots \ldots \ldots \quad (7)$$

Итак, показания гальванометра термоэлектрического пирометра прямо пропорциональны: 1) напряжению поля постоянного магнита прибора, 2) силе тока, проходящего через него и обратно пропорциональны модули упругости пружинок прибора.

Сопоставляя результат, фиксированный в уравнении (7) с уравнением (1), мы убеждаемся, что зависимость между электродвижущей силой $E_т$, развиваемой термоэлементом, и показаниями гальванометра далека от простейшего линейного вида. Для того, чтобы выяснить функциональную зависимость показаний прибора от электродвижущей силы $E_т$ термоэлемента, выразим ток I протекающий в цепи пирометра через $E_т$.

Возвращаясь к рис. 1, мы замечаем, что цепь пирометра составлена из соединенных последовательно: термоэлемента, соединительных проводов и гальванометра.

Обозначим сопротивление термоэлемента при 0° С через $R_т$, сопротивление гальванометра при 0° С через $R_д°$ и сопротивление соединительных проводов при 0° С через $R_г°$.

Тогда, если для простоты принять линейный закон зависимости электросопротивления названных трех участков цепи от их температуры и положить температурные коэффициенты соответственно равными $\alpha_т$, $\alpha_г$ и $\alpha_п$:

$$I = \frac{E_т}{R_т°(1+\alpha_т t_т) + R_п°(1+\alpha_п t_п) + R_г°(1+\alpha_г t_г)}$$

Обозначая двучлены знаменателя через $R_т$, $R_п$ и $R_г$, имеем по подстановке в уравнении (7):

$$I = C\frac{H \cdot E_т}{E(R_т + R_д + R_г)} \quad \ldots \ldots \ldots \ldots \quad (8)$$

из уравнения (8) явствует, что показания пирометра зависят от $E_т$ не в большей степени, чем от H, E и суммы сопротивлений цепи.

Итак, теоретическое исследование вопроса привело к зависимости показывающей, что простейший вид термоэлектрического пирометра оказывается прибором, требующим внимательнейшего учета пяти переменных, и что обычная поправка на холодные спаи далеко не ликвидирует тех иногда огромных неточностей, которые вкрадываются в работу пирометра именно в силу игры этих, обычно недостаточно оцениваемых, величин.

Каждая из пяти переменных величин: H, E, $R_т$, $R_п$, $R_г$ прежде всего является функцией той температуры, при которой находится та деталь, которой присуща данная величина.

Итак, величины H, E и $R_г$ теснейшим образом зависят от температуры гальванометра, естественно одинаковой для магнита, пружинок и рамки. Точно так же $R_д$ зависит от температуры среды, в которой находятся соединительные провода; наконец, $R_т$ является функцией температуры, измеряемой термоэлементом, глубины его погружения в нагретую среду и распределения температур по длине термоэлемента.

Помимо указанной зависимости от температурных условий, ставящих показания пирометра под влияние целого ряда причин ничего общего с измеряемой температурой не имеющих, нетрудно убедиться в возмож-

ности существования длительно прогрессирующих процессов и побочных причин, искажающих градуировку пирометра даже несмотря на термоэлектрическую неизменность термоэлемента.

К числу таких причин мы отнесем: старение постоянного магнита, т.-е. постепенное его размагничивание, утонение термоэлемента от окисления, произвольное удлинение соединительных проводов и, наконец, плохой контакт в точках соединения цепи пирометра. Конечно, возможен целый ряд и иных причин, могущих вызвать расстройство работы пирометра, как-то, шунтировка проводов, гальванические явления, паразитные термотоки, магнитные поля, электростатические поля, механические повреждения и т. д.

В дальнейшем мы подвергнем разбору вариацию только тех переменных, которая представляется абсолютно неизбежной, в связи с чем будем трактовать вопрос о температурном коэффициенте величин H, E, $R_г$, $R_п$ и $R_т$ и о возрастании $R_т$, вследствие окисления в случае применения термоэлементов из неблагородных металлов.

Напряжение магнитного поля H в междужелезном пространстве гальванометра изменяется в зависимости от изменения общего потока постоянного магнита. Температурный коэффициент постоянного магнита зависит от формы и размеров магнита и колеблется от—0,00012 до—0,00035, будучи в среднем равным—0,0002 до—0,0003.

Температурный коэффициент модуля упругости антимагнитных пружинок различен для различных материалов. Для латунных пружинок он равен = 0,0004, для бронзовых = 0,0002.

Близость величин температурных коэффициентов постоянного магнита и модуля упругости пружинок позволяет считать дробь $\frac{H}{E}$ величиной в первом приближении постоянной. Действительно, согласно вышеизложенного $H = H_0\ (1 - 0{,}00025\ t_г)$; $E = E_0\ (1 - 0{,}0002\ t_г)$.

Имея в виду незначительную величину температурных коэффициентов, мы можем сократить числителя и знаменателя дроби $\frac{H}{E}$ на величину примерно равную $(1 - 0{,}0002\ t_г)$ и трактовать $\frac{H}{E}$ постоянной величиной, за исключением, впрочем, аномальных случаев применения, например, алюминиевых пружинок или подвесных лент, обладающих, как известно, температурным коэффициентом модуля упругости в десять раз бо́льшим, а именно — 0,002.

Переходя к рассмотрению трехчлена $R_т + R_п + R_г$, остановимся на анализе сопротивления гальванометра $R_г$, обладающего вообще значительным температурным коэффициентом. $R_г$ состоит из двух слагаемых: сопротивления рамки, всегда осуществляемой из алюминиевой или медной проволоки, т.-е. из металлов обладающих температурным коэффициентом равным 0,004, и предварительного сопротивления из манганина, практически обладающего нулевым температурным коэффициентом. Техника постройки гальванометров для термоэлектрических пирометров всемерно стремится к увеличению сопротивления манганина за счет меди или алюминия. Однако, вследствие резкого уменьшения абсолютной величины вращательного момента прибора, нет возможности итти в этом направлении далеко. В ходовых гальванометрах отношение сопротивлений манганина к меди колеблется от 1 до 3—4; в плохих французских и русских приборах нам встречалось полное отсутствие манганина. Приведенный температурный коэффициент гальванометра, таким образом, может колебаться от 0,004 до 0,001 и даже меньше при применении весьма нежных приборов с подвесной подвижной системой.

Продолжая рассмотрение суммы $R_т + R_п + R_г$, обратимся к члену $R_п$. $R_п$ — сопротивление соединительных проводов может быть сделано достаточно малым путем применения больших сечений кабеля. Отметим, что в член $R_п$ естественно входит сопротивление контактов как у головки термоэлемента, так и у клемм гальванометра; это сопротивление в условиях работы на заводе при окисленных контактах может достигать значительной величины. Далее, $R_п$ приобретает значительную величину в случае применения компенсационных проводов [1]). Например, компенсационные провода для никкель-нихромовых термоэлементов, доставляемые фирмой Siemens und Halske имеют сопротивление в 0,7 Ω на метр длины, так что введение, например, трех метров компенсационного провода увеличивает $R_п$ на 2,1 Ω.

Если сопротивление $R_п$, сколь бы велико оно ни было, было учтено при градуировке пирометра, то следует считаться только с вариациями его, т.-е. с возможными возрастаниями или убываниями его в зависимости от нагрева соединительных проводов, произвольного введения новых участков провода, не учтенных при градуировке, произвольного введения компенсационных проводов, плохих контактов и т. д.

Вариация $R_п$ в зависимости от нагревания обычно не велика; учесть остальные причины изменения $R_п$ наперед вообще невозможно.

Переходя к рассмотрению последнего члена $R_т$, мы отмечаем, что сопротивление термоэлемента может иметь самые разнообразные значения в зависимости от материала, диаметра и длины термоэлектродов.

Уместно рассмотреть вариации $R_т$ в двух основных случаях: а) для термоэлементов из платины и платиновых сплавов и б) для термоэлементов из неблагородных металлов, нак, напр., из никкеля, нихрома, Chromel'я, Alumel'я, константана, Copel'я, серебра, железа, меди и т. д.

В первом случае, т.-е. при применении термоэлементов из платины и ее сплавов (главным образом $Pt + 10\%\ Rh$, много реже устаревший плохо работающай сплав $Pt + 10\%\ Ir$), термоэлемент выполняется из тонких проволок диаметром от 0,5 до 0,6 *мм*; более толстые термоэлектроды не применяются, вследствие высокой стоимости платины. Термоэлектроды диаметром меньше 0,5 *мм* находят себе применение лишь в лабораторной практике.

Представим себе платинородиевый термоэлемент диаметром 0,5 *мм* и длиной 2 метра. При комнатной температуре его сопротивление равно ~3 Ω, несколько изменяясь в зависимости от чистоты металлов, примененных для его изготовления.

Если нагреть этот же термоэлемент по всей длине до 1000° С, то его сопротивление увеличивается примерно до 10 Ω в связи с значительным температурным коэффициентом платины и сплава платины с $10\%\ Rh$. Для платины температурный коэффициент равен 0,0039 для платинородиевого сплава 0,0017.

Пусть в первый раз измерение температуры в 1000° С произведено при погружении термоэлемента в печь на глубину 250 *мм*. При этих условиях сопротивление термоэлемента равно ~3,9 Ω.

Пусть во второй раз измерение той же температуры в 1000° С произведено при погружении термоэлемента в нагретую среду на глубину 1750 *мм*. Сопротивление термоэлемента во втором случае оказывается равным ~9,1 Ω.

---

[1]) Т.-е. проводов термоэлектрически однородных с термоэлементом, применяемых с целью удаления холодных спаев от головки термоэлемента в зону более или менее постоянной температуры.

Таким образом, вариация сопротивления термоэлемента в данном случае достигает 5,2 Ω в зависимости от глубины погружения его в печь.

В отношении термоэлементов из неблагородных металлов нет возможности оперировать с столь конкретными цифрами, как в случае платиновых термоэлементов, в виду чрезвычайного разнообразия материалов, сечений и длин термоэлектродов. Основным отличием в подходе к термоэлементам из неблагородных металлов сравнительно с платиновыми должен быть учет их окисляемости и, следовательно, уменьшения их сечения.

Итак, пользуясь термоэлементом из неблагородных металлов, следует учитывать вариацию сопротивления не только в зависимости от температурного коэффициента электросопротивления, но и в зависимости от непрерывно идущего процесса уменьшения сечения термоэлектродов.

В качестве конкретного примера возьмем железо-константановый термоэлемент длиной 2 *м*, сечением термоэлектродов 3 *мм*². Сопротивление свежего термоэлемента при глубине погружения в печь на 0,5 *м* равно при 600° С ~ 0,45 Ω.

Пусть термоэлемент в дальнейшем служит при погружении на глубину 1,5 *м* и по истечении некоторого времени окисляется так, что живое сечение термоэлектродов становится равным 1,5 *мм*². При этих условиях сопротивление термоэлемента при 600° С в печи оказывается равным ~ 1 Ω.

Вариация сопротивления термоэлемента таким образом в данном случае равна ~ 0,5 Ω.

Возвращаясь к рассмотрению уравнения (8):

$$\varphi = C\,\frac{H \cdot E_т}{E\,(R_т + R_п + R_г)}, \qquad (8)$$

мы фиксируем следующее:

а) Дробь $\frac{H}{E}$ может быть приблизительно принята постоянной

b) Член $R_г = R_г^{\circ}\,(1 + \alpha_г\, t_г)$, где $\alpha_г$ = от 0,001 до 0,004, а $t_г$ — температура среды, в которой находится гальванометр.

c) Сумма $R_т + R_п$ подвержена значительным вариациям как в зависимости от глубины погружения термоэлемента в печь, окисления термоэлектродов, так и от случайных условий не поддающихся теоретическому учету.

Для того. чтобы обобщить зависимость показаний пирометра от вариации $R_т$ и $R_п$, положим:

$R_т + R_п = R_{вн.}$, где под символом $R_{вн.}$ будем разуметь внешнее по отношению к гальванометру сопротивление цепи.

Тогда, если обозначить максимальное и минимальное сопротивление $R_{вн.}$ через $R_{вн.}^{max.}$ и $R_{вн.}^{min.}$, то можно положить:

$$\frac{S}{S_1} = \frac{C \cdot \frac{H}{E} \cdot \frac{E_т}{R_{вн.}^{min.} + R_г}}{C \cdot \frac{H_1}{E_1} \cdot \frac{E_т}{R_{вн.}^{max.} + R_г^1}}.$$

Пусть температура гальванометра в обоих случаях остается одинаковой. Тогда $H = H_1$, $E = E_1$ и $R_г = R_г^1$; после понятных сокращений имеем:

$$\frac{S}{S_1} = \frac{R_{вн.}^{max.} + R_г}{R_{вн.}^{min.} + R_г} \qquad (9)$$

Преобразуя уравнение (9), имеем:

$$\frac{S-S_1}{S}=\frac{\left(R_{\text{вн.}}^{\max.}+R_{\text{г}}\right)-\left(R_{\text{вн.}}^{\min.}+R_{\text{г}}\right)}{R_{\text{вн.}}^{\max.}+R_{\text{г}}}.$$

Обозначим $\frac{S-S_1}{S}$, т.-е. погрешность пирометра, через Δ тогда:

$$\Delta=\frac{R_{\text{вн.}}^{\max.}-R_{\text{вн}}^{\min.}}{R_{\text{вн.}}^{\max.}+R_{\text{г}}} \quad \ldots\ldots\ldots\ldots (10)$$

Уравнение (10) указывает, что при постоянной температуре гальванометра погрешность термоэлектрического пирометра равна отношению прироста сопротивления внешней цепи к полному сопротивлению цепи пирометра.

Наконец, в самом общем виде, если учесть температурный коэффициент гальванометра, уравнение (9) дает:

$$\frac{S}{S_1}=\frac{R_{\text{вн.}}^{\max.}+R_{\text{г}}^{1}}{R_{\text{вн.}}^{\min.}+R_{\text{г}}}$$

или

$$\frac{S-S_1}{S}=\frac{R_{\text{вн.}}^{\max.}-R_{\text{вн.}}^{\min.}+R_{\text{г}}^{1}-R_{\text{г}}}{R_{\text{вн.}}^{\max.}+R_{\text{г}}^{1}},$$

а так как

$$R_{\text{г}}=R_{\text{г}}^{\circ}\left(1+\alpha_{\text{г}}\, t_{\text{г}}\right)$$

и

$$R_{\text{г}}^{1}=R_{\text{г}}^{\circ}\left(1+\alpha_{\text{г}}\, t_{\text{г}}^{1}\right),$$

то

$$\Delta=\frac{R_{\text{вн.}}^{\max.}-R_{\text{вн.}}^{\min.}+R_{\text{г}}^{\circ}\,\alpha_{\text{г}}\left(t_{\text{г}}^{1}-t_{\text{г}}\right)}{R_{\text{вн.}}^{\max.}+R_{\text{г}}^{\circ}\left(1+\alpha_{\text{г}}\, t_{\text{г}}^{1}\right)} \quad \ldots\ldots\ldots (11)$$

Уравнением (11) и рекомендуется пользоваться для учета погрешности термоэлектрического пирометра.

Если $R_{\text{вн.}}^{\min.}$ есть то сопротивление внешней цепи, при котором градуировался пирометр и $t_{\text{г}}$ та температура, при которой находился гальванометр в момент градуировки, то погрешность показаний термоэлектрического пирометра равна отношению суммы приростов сопротивлений гальванометра и внешней цепи к полному сопротивлению пирометра в момент измерения.

Для приблизительных подсчетов удобно придать уравнению (11) более простой вид, принимая во внимание незначительность члена $R_{\text{вн.}}$ сравнительно с $R_{\text{г}}$ и малость коэффициента α. Тогда после понятных сокращений, имеем:

$$\Delta=\frac{R_{\text{вн.}}^{\max.}-R_{\text{вн}}^{\min.}}{R_{\text{г}}}+\alpha_{\text{г}}\left(t_{\text{г}}^{1}-t_{\text{г}}\right), \quad \ldots\ldots\ldots (12)$$

где $t_{\text{г}}$ — температура гальванометра при градуировке, а $t_{\text{г}}^{1}$ — температура при которой он находится во время измерения.

Уравнение (12) свидетельствует о том, что для уменьшения величины Δ надо всемерно стремиться к увеличению $R_{\text{г}}$ и уменьшению коэффициента $\alpha_{\text{г}}$. Оба эти требования чрезвычайно затрудняют конструктивное осуществление гальванометра, так как увеличение $R_{\text{г}}$ уменьшает и без того ничтожную силу тока в приборе, а уменьшение $\alpha_{\text{г}}$ заставляет утяжелять рамку гальванометра благодаря применению более толстой проволоки, с целью

понизить сопротивление рамки сравнительно с сопротивлением манганинового предварительного сопротивления.

В качестве примера, насколько ничтожным становится электромагнитный момент в гальванометре, вычислим величину M_i при следующих данных:

Пусть $r = 2{,}0$ *см*; $l = 3{,}5$ *см*; $n = 100$; $H = 1000$. Тогда

$$M_i = \frac{2 \cdot 2{,}0 \cdot 3{,}5 \cdot 100 \cdot 1000}{9810} i \ г/см$$

[см ур. (2)] или $M_i \cong 140 \cdot i$ *г/см*, где i выражено в амперах.

Пусть измеряется температура в 1000° при помощи платинородиевого термоэлемента, дающего $E_т$ при 1000° С около 10 милливольт (9,56 *m V*). Пусть $R_{вн.}^{max.} - R_{вн.}^{min.} \cong 5\ \Omega$, как в приведенном нами выше примере. Тогда, желая допустить погрешность не свыше 1%, т.-е. не свыше 10° С, допуская разность $t_г^1 - t_г$ в 10° (напр., от 15 до 25° С в помещении) и $\alpha_г = 0{,}0005$, мы имеем:

$$0{,}01 = \frac{5}{R_г} + 0{,}0005 \cdot (25 - 15)$$

откуда $R_г = 1000\ \Omega$.

Итак, сила тока i в данном случае равна:

$$i = \frac{E_т}{R_г + R_{вн.}} \simeq \frac{10}{1000 \cdot 1000} \text{ ампер} = 0{,}00001 \text{ ампер}.$$

Момент оказывается равным:

$$M_i = 140 \cdot 0{,}00001 = 0{,}00140 \ г/см = 1{,}4 \ мг/см.$$

При таком ничтожном моменте, который должен поворачивать и устанавливать в строго определенном положении подвижную систему гальванометра, конструкция гальванометра приобретает крайне деликатный и легко повреждаемый характер. Всякое постороннее воздействие на подвижную систему в виде ли пылинки, случайного сотрясения, усыхания лакировки рамки, малейшего электростатического поля и т. п. оказывает серьезнейшее влияние на точность показаний прибора обладающего таким микроскопическим моментом, в связи с чем гальванометр приобретает характер чисто лабораторного прибора, требующего крайне осторожного обращения [1]). Подчеркнем, что величина момента 1,4 *г/см* отвечает заданной нами невысокой степени точности в 1%.

Практически в большинстве случаев ни в научной лаборатории, ни на заводе не представляется возможным задаваться допустимой погрешностью и подсчитывать желательные характеристики электроизмерительных приборов, так как фирмы, выпускающие их в продажу выработали ряд типов, с которыми и приходится считаться, как с наперед заданными.

Для платиновых термоэлементов лучшие современные гальванометры заводского типа характеризуются цифрами: $R_г = 200 - 400\ \Omega$; $\alpha_г = 0{,}002 - 0{,}001$. Эти гальванометры и характеризуют тот предел чувствительности, к которому подошла техника постройки электроизмерительных приборов. Подсчитаем погрешность для такого прибора в нашем примере двухметро-

[1]) Рассматриваемый гальванометр должен иметь подвесную конструкцию; чувствительность его, пересчитанная на зеркальный отсчет по световому лучу, равна $0{,}5 \cdot 10^{-8}$ А (*при этой силе* тока световой зайчик, отраженный зеркалом, связанным с рамкой такого гальванометра, даст *отклонение на 1 мм при расстоянии шкалы* от гальванометра в 1 *м*), т.-е. гальванометр такого типа является одним из чувствительнейших лабораторных приборов.

вого термоэлемента. Пользуясь формулой (12) и полагая: $R_{вн.}^{max.} - R_{вн.}^{min.} = 5\,\Omega$, $R_г = 300\ \Omega$, $(t^1_г - t_г) = 10°$ и $\alpha_г = 0{,}0015$, имеем:

$$\Delta = \frac{5}{300} + 0{,}0015 \cdot 10 = 0{,}0167 + 0{,}015 = 0{,}0317,$$

т.-е. погрешность равна $\sim 3{,}2\%$. Это значит, что, даже в случае применения прекрасного гальванометра, погрешность измерения может достигать 32° при измерении температуры в 1000° С.

В заключение приведем пример, заимствованный из практики, прекрасно иллюстрирующий серьезность разобранных выше источников погрешностей пирометра.

Одной из фирм, изготовляющей термоэлектрические пирометры [1]) был изготовлен пирометр, состоящий из гальванометра внутренним сопротивлением 50 Ω и платино-платинородиевого термоэлемента длиной 1 *м* и диаметром электродов 0,3 *мм*. Манганиновое сопротивление в гальванометре отсутствовало, в связи с чем температурный коэффициент его был равен 0,004.

При службе пирометра на заводе [2]) обнаружились неполадки в его показаниях, на первый взгляд ничем не объяснимые, так как гальванометр и термоэлемент оставались механически не поврежденными.

Уравнение (12) дает исчерпывающий ответ о причинах замеченных неполадок.

Положим, что максимальная глубина погружения термоэлемента в печь равна 0,75 *м*, а наименьшая —0,25 *м*. Положим далее, что сопротивление соединительных проводов равно 0,3 Ω и остается неизменным и что температура гальванометра изменяется на 10° С сравнительно с градуировкой.

Простой подсчет дает:

$$R_{вн.}^{min.} = 7{,}0\ \Omega.$$
$$R_{вн.}^{max.} = 12{,}0\ \Omega.$$

Таким образом, Δ оказывается равной:

$$\Delta = \frac{5}{50} + 0{,}004 \cdot 10 = 0{,}14.$$

Погрешность в 14%, т.-е. в 140° на 1000°, конечно, делает пирометр совершенно непригодным к службе.

В отношении термоэлементов из неблагородных металлов все вышеприведенные рассуждения остаются в силе. Однако, в виду возможности утолстить термоэлектроды и сделать разность $R_{вн.}^{max.} - R_{вн.}^{min.}$ таким образом весьма малой, в данном случае нет необходимости увеличивать оммаж гальванометра выше нескольких десятков ом, чтобы не ослаблять механически прибора. Доминирующей причиной погрешностей пирометров с термоэлементами из неблагородных металлов обычно является температурный коэффициент гальванометра и случайные сопротивления во внешней цепи, особенно чувствительные если применен низкоомный прибор.

Резюмируя вышеизложенное мы считаем необходимым оттенить следующие выводы:

1. Показания термоэлектрического пирометра с отсчетом температур по гальванометру зависят от ряда факторов, ничего общего с электродвижущей силой термоэлемента не имеющих.

---

[1]) Завод ПРЭН в Ленинграде.

[2]) Металлический завод в Ленинграде.

2. Погрешности в показаниях пирометра возникающие от изменения электросопротивления его цепи могут достигать величин далеко превосходящих обычную поправку на холодные спаи.

3. Пользуясь предлагаемыми расчетными уравнениями, легко определить возможные погрешности в показаниях пирометра; с этой целью надо точно знать характеристику гальванометра, термоэлемента и условия их работы.

Расчетное уравнение (12) показывает явную невозможность измерять температуры при помощи гальванометра с высокой степенью точности.

Во всяком случае нет никаких освований надеяться в заводской обстановке на точность измерения свыше 1—2% и в лабораторной — свыше 0,5—1%. При недостаточно внимательном учете обстоятельств измерения, указанные цифры погрешностей могут, как показано, возрастать до недопустимых пределов.

Итак, простейший термоэлектрический пирометр с отсчетом температур непосредственно по стрелке гальванометра является прибором не удовлетворяющим требованиям точного измерения температур и требующим внимательного отношения к весьма многим обстоятельствам измерения. Эта точка зрения находит свое отражение в западно-европейской и особенно в американской практике, где все большее распространение приобретают компенсационные приборы, начинающие вытеснять простой гальванометр.

Выявление принципа работы компенсационных приборов, применяемых в пирометрии, и описание некоторых типичных представителей этого класса будет служить задачей следующей статьи.

23—x—1926.

Горн. Инж. К. Е. Габуния.

Качества и некоторые особенности применения кисатибского кизельгура.

При обзоре месторождений кизельгура в России М. Э. Янишевский [1]) говорит: „Наиболее важные и замечательные месторождения трепела, имеющие практическое значение и уже разрабатываемые, известны в Закавказьи". Речь идет, главным образом, о Кисатибском месторождении кизельгура. По Полибину [2]) в окрестностях с. Кисатиби пласт кизельгура, прослеженный на 100 саж. по склону горы, представляет почти сплошную массу чистого продукта. Наконец, работавший в лаборатории Горного Управления Грузии Б. Е. Долгов заявил, что кисатибский белый кизельгур представляет почти чистый кремнезем. Обратимся теперь к объективному материалу в виде ряда имеющихся анализов кизельгура из Кисатибского месторождения.

---

[1]) „Трепел (инфузорная земля) в России". (Ест. произв. силы России. Т. IV, вып. 29, стр. 18, 1920 г.).

[2]) „Геологический Вестник". Т. I, № 4, стр. 274, 1915 г.

Сорт	Аналитик и название лаборатории	SiO_2	$Al_2O_3 + Fe_2O_3$	CaO	MgO	H_2O
Белый	1. Проф. Редвуд. Лаборат. Химического Института в Лондоне . .	87,25	2,00	—	—	10,75
	2. Проф. Риу. Лаборатория Горной школы в Париже	89,60	следы	0,05	—	10,30
	3. Ниденьфюр. Лаборат. завода т-ва бр. Нобель в Баку	92,88	1,29	—	—	5,75
	4. Лаборатор. Касп.-Черноморского Нефтепромышлен. и Торгового О-ва в Батуме	93,20	1,20	1,10	следы	4,40

Для белого же кизельгура имеется еще анализ, произведенный химиком Канделаки в лаборатории Горного Управления Грузии (в процентах):

SiO_2	CaO	$Fe_2O_3 + Al_2O_3$	Потеря при прокаливании	В том числе воды
83,20	1,00	7,00	8,60	2,80

Лидов и Гулинов [1]) указывают на существование месторождения кизельгура в ближайших окрестностях Тифлиса, разрабатываемого для местных надобностей. Более точных данных о месторождении нет, но вероятнее всего, что сведения эти относятся к Кисатибскому месторождению. Образец из этого месторождения, по указанию тех же лиц, выгодно отличается чистотой состава (в процентах):

Гигроскопической воды	Химически связан. воды и орг. вещ.	SiO_2	CO_2	$Fe_2O_3 + Al_2O_3$	CaO	MgO	Остаток [2])
1,68	6,02	90,71	0,50	0,72	0,57	0,02	5,41

В Кисатибском месторождении приведенным составом может обладать только белый кизельгур.

Наконец, в моем распоряжении имеется еще один анализ кисатибского белого кизельгура, произведенный в лаборатории Уотсон Грея в Англии (в процентах):

SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	K_2O	Na_2O	TiO_2	SO_3	Cl	H_2O и прочее
87,06	0,08	1,12	0,62	0,57	0,27	0,38	0,17	0,03	нет	6,70

Для пестрого кизельгура имеется только один анализ, произведенный в Баку гр-м Ниденьфюр (в процентах):

H_2O	$Al_2O_3 + Fe_2O_3$	$CaCO_3$	SiO_2
7,34	16,88	0,22	75,47

Серый кизельгур Кисатибского месторождения, по анализу Закавказского Окружного Пробирного Управления, обнаруживает следующий состав (в процентах):

SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	Воды	
					Гигроск.	Конституц.
59,30	8,20	10,24	2,73	0,36	6,50	7,90

Анализ кизельгура из Чобаретского месторождения, по данным гр-на Ниденьфюр, обладает следующим составом (в процентах):

				отчасти отделимых промывкой	
SiO_2	$Al_2O_3 + Fe_2O_3$	$CaO + MgO$	H_2O	$Fe_2O_3 + Al_2O_3$	$CaCO_3$
69,56	13,58	следы	7,63	6,72	2,12

[1]) „О составе инфузорной земли из Тифлиса" (Журнал Русского Физико-Химического Общества. Т. XXXV, вып. 2, стр. 187, 1903 г.).

[2]) Нерастворимый в едких щелочах остаток, состоящий из углекислых соединений щелочных металлов, кремнекислых солей железа и алюминия и кристаллической кремнекислоты (песка).

Беглый взгляд на приведенные анализы внушает подозрение, что кизельгур из месторождений Ахалцихского уезда вообще и в частности из Кисатиби не вполне соответствует по своим качествам вышеприведенным лестным отзывам. В самом деле, по сведениям из Лондона, на мировом рынке принимается кизельгур только среднего и высокого качества, при чем качество кизельгура определяется следующими эталонными анализами:

Название составных частей	Кизельгур средн. кач.	Кизельгур высш. кач.
	в процентах:	
Кремнезема	65,00	95,00
Окиси железа и алюминия	8,00	0,20
Окиси кальция и магния	7,00	0,10
Окиси щелочных металлов	5,00	0,00
Воды и органического вещества . .	15,00	4,00

Ни один из приведенных анализов белого кизельгура, а тем более пестрого и серого, наших месторождений не удовлетворяет требованиям мирового рынка, предъявляемым кизельгуру высокого качества. Анализы белого и пестрого кизельгура из Кисатибского месторождения вполне приемлемы только для продукта среднего качества. Однако, ряд других соображений может послужить к реабилитации кисатибского кизельгура.

При сопоставлении анализов одного только белого кизельгура, прежде всего, бросаются в глаза значительные колебания процентного содержания воды. Количество воды в белом кизельгуре варьирует от 4,40 до 10,75%. Разность между этими предельными цифрами достигает 6,35%. Кизельгур обладает большой поглотительной способностью и наряду с этим достаточно легко теряет гигроскопическую воду. Благодаря этим свойствам количество гигроскопической воды в кизельгуре должно находиться в обратной зависимости от изменений температурных условий среды, в которой находится испытуемая проба до начала анализа. Если бы аналитики определяли содержание гигроскопической воды отдельно от конституционной, то последняя проявлялась бы в составе белого кизельгура, вероятно, в менее значительных и более постоянных количествах. Это предположение находит некоторое подтверждение в анализе белого кизельгура, сообщаемом Лидовым и Гулиновым (см. выше), который дает конституционной воды 1,68% и гигроскопической воды с органическими веществами 6,02%. При одинаковой предварительной просушке всех проб и гигроскопическая вода отличалась бы в составе белого кизельгура, вероятно, бо́льшим постоянством. Содержание в кизельгуре наиболее важной составной части, т.-е. кремнезема, весьма закономерно меняется в зависимости от содержания воды. Так, при содержании воды:

4,40%	содержание	кремнезема	равно	93,20%
5,75%	»	»	»	92,88%
7,70%	»	»	»	90,71%
10,30%	»	»	»	89,60%
10,75%	»	»	»	87,25%

Таким образом, процент кремнезема в кизельгуре уменьшается с увеличением, главным образом, процентного содержания воды, зависящего от степени просушки и могущего быть сведенным к минимуму при более или менее тщательной просушке. При этом процентное содержание других веществ, входящих в состав белого кизельгура вообще в незначительных количествах, получит весьма несущественное приращение. Для иллюстрации сказанного выбросим из анализа Лидова и Гулинова гигроскопическую воду и затем кремнезем пересчитаем на сто. При этом содержание кремнезема достигает 96,30%, что совершенно близко к содержанию кремнезема

в кизельгуре из Обероэ, в Германии. В брошюре, изданной Ахалцихским уездным Исполнительным Комитетом, имеются сведения, правда, рекламного характера, и между прочим говорится, что с полным удалением из белого кизельгура воды в печах при кальцинировании содержание чистого кремнезема доходит до 99%. Не знаю насколько эта цифра близка к действительности, но требуемой мировым рынком для первосортного продукта концентрации кремнезема в кисатибском белом кизельгуре можно достигнуть и без полного удаления влаги. Что же касается пестрого кисатибского кизельгура, то он вполне покрывает требования, предъявляемые продукту среднего качества. Некоторый избыток суммы окисей железа и алюминия может быть удален промывкой и отмучиванием. Возможно и то, что здесь не понадобится никакой промывки и декантации, так как общее количество примесей к кремнезему в пестром кизельгуре составляет 25%, тогда как средний эталонный анализ допускает их в количестве 35%.

Быть может в моих рассуждениях чувствуется некоторая натяжка, но ведь они относятся к сырому кизельгуру, в его натуральном виде. Если его сопоставить с таким же необработанным материалом из многих заграничных месторождений, то о преимуществе кисатибского кизельгура двух мнений быть не может. Германский кизельгур, добываемый в виде рыхлой землистой массы, смешанной с довольно значительным количеством песка и других примесей, вызывает необходимость обогащения. Грузинский кизельгур, особенно белый, может итти на рынок без всякой предварительной обработки, за исключением необходимой дезинтеграции, с успехом достигаемой в настоящее время даже примитивными приспособлениями в г. Ахалцихе. По словам Ниденьфюра, за границей наш кизельгур приняли бы за отмученный и готовый товар. Без большой погрешности можно сказать, что даже серый кизельгур Кисатибского и Чобаретского месторождений при некотором обогащении отмучиванием может итти на рынок в качестве продукта среднего достоинства. Сопоставление эталонного анализа для продукта среднего качества с анализом чобаретского серого кизельгура позволяет думать, что последний, быть может, без промывки пойдет как продукт среднего качества. Единственным источником сомнения является более высокое содержание в нем глинозема и окиси железа. Зато содержание кремнезема в чобаретском кизельгуре на 4,5% больше, чем это требуется для продукта среднего достоинства.

Наконец, замечу, что белый кизельгур не является одинаковым по всей мощности пласта. На общем фоне искусственного разреза в натуре среди массы белого кизельгура выступает полоса розоватого цвета мощностью в 0,12 саж. Кусок из этого розоватого слоя после высушки при комнатной температуре приобретает совершенно белый цвет, очевидно, благодаря утрате влажности, обусловливающей резкость проявления цветовых оттенков, а не вследствие потери каких-либо других летучих соединений. Далее, имеются два, непосредственно соприкасающиеся, слоя, из которых один дает совершенно белый кизельгур менее плотной массы и листоватого сложения, а другой представляет тоже снежно-белую массу, но отличающуюся большей компактностью и ломающуюся при ударах молотком на куски неправильной формы. Вероятнее всего, что эти разновидности белого кизельгура обладают различным составом и для каждого из них следовало бы дать отдельный анализ. В этом случае мы могли бы провести классификацию белого кизельгура по сортам и, быть может, какой-нибудь сорт удовлетворил бы анализу высшего качества при нормальной просушке в условиях комнатной температуры.

По заключению Лебедева, в анализах белого кизельгура „наибольшее различие наблюдается в цифрах, показывающих количество влаги, что обусловливается различной степенью просушивания тех кусков, которые подвергались анализу. Посторонние же примеси к кремнезему входят в состав белого кизельгура в незначительном количестве и для некоторых применений инфузорной земли оказываются безвредными. В случае же необходимости иметь чистый кремнезем эти примеси могли бы быть удалены посредством промывки".

Приведенная цитата вполне согласуется с тем, что мною было сказано, и мы должны признать, по крайней мере, за белым кизельгуром Кисатибского месторождения достаточно высокое качество. Не в пользу кисатибского белого кизельгура необходимо отметить, что последний, по словесному заявлению заведующего разработкой в Кисатиби гр-на Мирошниченко, содержит немного фосфора. Эта возможность не исключается, так как в белом кизельгуре встречаются скелеты рыб, но при ничтожном содержании (до 0,008%) фосфорный ангидрид, вероятно, не окажет существенно вредного влияния.

Интересующее нас вещество носит различные названия — трепел, инфузорная земля (инфузорит), диатомит, диатомовая земля, полировальный сланец, горная мука и проч. Строгого разграничения между этими названиями не существует. Только Циркель [1]) различает среди отложений, обязанных происхождением скоплению диатомей, трепел (полировальный сланец) и кизельгур (инфузорная земля). Ladoo [2]) также трактует трепел отдельно от кизельгура и нам необходимо более или менее строго установить название для аналогичных образований окрестностей Кисатиби. Трепел, по Циркелю, представляет тонкосланцеватую массу желтовато-белого и желтовато-серого цвета, очень тонкоземлистого сложения, мягкую, рассыпающуюся и марающую. Кизельгур, по его же описанию, то рыхлая—слабосвязанная, то более крепкая—мелоподобная, то, наконец, совершенно рыхлая мучнистая масса. Для сравнительной химической характеристики того и другого вещества Циркель дает следующую таблицу анализов:

НАЗВАНИЕ и МЕСТОНАХОЖДЕНИЕ.	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	H_2O	Орган. вещ.
1. Трепел. Билин в Богемии	87,58	2,04		1,09	0,30	8,89	—
2. „ „ „ „	74,20	6,81		0,41	—	13,30	4,20
3. Липкий сланец оттуда же	80,30	5,40		0,44	0,43	10,90	1,30
4. Трепел р. Малый Трокей в Нев.	91,43	3,62		0,25	0,36	3,80	—
1. Кизельгур. Обероэ в Германии	96,85	следы	—	следы	—	3,15	следы
2. Кизельгур. О. св. Маврикия. Франция .	72,00	2,50	2,50	—	—	21,00	—
3. Кизельгур из Санта-Фиора в Тоскане (Италия)	79,00	5,00	3,00	—	—	12,00	—
4. Кизельгур из Германсберга	84,15	1,40	0,70	1,75	1,10	10,40	—
5. Кизельгур из Цейсса (Франция)	87,20	2,00	—	—	0,80	10,00	—

Приведенные анализы показывают, что трепел отличается от кизельгура содержанием органического вещества и более постоянным содержанием окислов кальция и магния, обнаруживающихся в составе кизельгура в виде следов и то далеко не всегда. Кроме того, в отличие от кизельгура трепел содержит некоторые количества окислов калия и натрия, аммиака, аммония и серного ангидрида. Столь явное обособление рассматриваемых веществ кажется мне результатом искусственного подбора анализов. В самом деле, многочисленные анализы, приведенные в сочинениях Hintze [3]) Lauby [4]), иллюстрируют весьма большое разнообразие состава диатомовых образований, происходящих из разных мест, и чем больше мы их берем для сопоставления, тем труднее становится провести между ними сколько-нибудь резкую грань. Но пока все же, за отсутствием другой классификации, приходится довольствоваться классификацией Циркеля. Если теперь сопоставить анализы интересующего нас вещества из Кисатибского месторождения с таблицей Циркеля, то, безусловно, придем к выводу, что в Кисатиби имеется кизельгур, а не трепел.

[1]) Zirkel. „Lehrbuch der Petrographie". Bd. III, S. 556—561.
[2]) Ladoo. „Non Metallic Minerals".
[3]) Hintze. „Handbuch der Mineralogie". Erster Band, 10-Lieferung, S. 1501—1542, 1912.
[4]) Lauby. „Les diatomées fossiles". Revue Générale des Sc. pures et appliq., 1911, p. 252—253.

Рахманов [1]) различает три большие области применения кизельгура и в связи с этим дает анализы трех типичных образцов, сведенные им в следующую таблицу:

СОСТАВНЫЕ ЧАСТИ	Трепел для химического производства	Трепел для термоизоляции	Трепел для производства строит. мат.
	в процентах		
Кремнекислота (SiO_2) аморфн.	85,00	81,00	54,50
Кремнекислота кристал.	3,50	1,00	27,00
Глинозем (Al_2O_3)	2,00	2,50	4,50
Окись железа (Fe_2O_3)	0,50	5,50	2,50
Щелочи	1,00	1,50	1,00
Окись кальция (CaO)	1,00	2,50	1,50
Гидратн. вода и органические остатки	5,00	6,00	7,50

Сопоставление анализов кизельгура из Кисатибского месторождения с таблицей Рахманова показывает, что белый грузинский кизельгур в своих разновидностях с успехом может применяться во всех трех намеченных областях. Даже серый кисатибский и чобаретский кизельгур легко может найти применение для производства строительных материалов. Применение кизельгура вообще весьма многоразлично и здесь едва ли будет уместно вдаваться в подробности этого вопроса. Отметим лишь некоторые особенности применения кизельгура рассматриваемого месторождения.

Кизельгур является дешевым материалом, как изолятор тепла. Обмазка же паровых котлов, калориферов и др. кисатибским кизельгуром обходится, по сведениям Ахалцихского Уисполкома, втрое ниже обмазки другими составами. При этом обмазка грузинским кизельгуром дает около 60% экономии в топливе. Лебедев [2]), на основании опытов на судах русского военного флота, рекомендовал для обмазки паровых котлов смесь белого и серого кизельгура.

Известно, что для получения безопасного динамита требуется смешение нитроглицерина с пористыми инертными веществами, называемыми его поглотителями. Кизельгур, при пористости своего строения, обладает большой поглотительной способностью в отношении жидкостей вообще и в частности нитроглицерина, и применение его для фабрикации динамита является повсеместным. Для образования нормальной динамитной массы необходимо, чтобы кизельгур принимал ровно 75% нитроглицерина. По отзывам профессора Бовертона Редвуда грузинский кизельгур не вполне поглощает 75% нитроглицерина (очевидно, вследствие тонкости диатомовых панцырей), но зато он был бы полезен и даже необходим в смеси с теми сортами кизельгура (напр., немецкого), которые поглощают более 75% нитроглицерина и потому не дает требуемой плотности динамитной массе. Здесь, между прочим, возникает мысль о необходимости определения поглотительной способности ряда проб, относящихся к различным видоизменениям грузинского белого кизельгура. Быть может это даст возможность установить пропорцию смешения для получения вещества с нормальной поглотительной способностью.

Как составная часть ультрамарина, грузинский кизельгур, по мнению Ниденьфюра, лучше немецкого. Это вполне возможно, так как наш кизельгур содержит такие примеси к кремнезему, которые входят в состав кремнеземистого ультрамарина.

Весьма выгодно отличается грузинский кизельгур в преобладающей массе совершенно снежно-белым цветом, играющим для некоторых химических производств исключительно важную роль.

Кизельгур многих заграничных месторождений находится в рыхлом состоянии и для производства из него строительных камней требуется искусственная операция—брикетирования. Грузинский кизельгур, особенно белый, залегает в виде толстых пластов, обладающих сплошной компактной массой и может применяться для строи-

[1]) Рахманов. Доклад о трепеле и других строительных материалах (по Яншевскому).

[2]) „Месторождения кизельгура в Ахалцихском уезде, Тифлисской губ.".—Материалы для геологии Кавказа, серия 3, кн. 2, 1899.

тельных целей в натуральном виде. Он может добываться в виде глыб желаемой величины, поддается ножу и пиле легче всякого дерева, и придание глыбам из него нужных форм и размеров не представляет никаких затруднений. Конечно, подходя с этой точки зрения, не лишне было бы подвергнуть кизельгур Кисатибского месторождения механическому испытанию. Я считал нужным особо отметить это обстоятельство, так как в последнее время наблюдается сильное увлечение кизельгуром, как строительным материалом, обеспечивающим зданиям легкость, гигиеничность и безопасность в пожарном отношении. Примером такого увлечения могут послужить слова Норис Гудвина [1]): „Распространение и использование этого полезного вещества является жизненным вопросом нашего строительства; мы должны при помощи широкой рекламы, образцом постройки зданий прямо воспитать общество, чтобы все начали пользоваться этим материалом". Оживление интереса к этому продукту, как к очень ценному строительному материалу сказывается и в том, что частные капиталисты и правительства иностранных государств уделяют ему за последнее время очень много внимания. Министерство Здравохранения в Великобритании и Министерство Восстановления во Франции проводят в настоящее время целый ряд исследований и опытов над кизельгуром и возможно, что в результате этих исследований он сделается самым популярным из всех строительных камней.

В заключении отметим, что Кисатибское месторождение кизельгура до сего времени эксплоатировалось Ахалцихским Уисполкомом. Добыча за последний операционный год достигла 655,2 тонн. Из этой добычи отправлено: в Краснодар—130,303 *т*, на ст. Соляные воды—13,137 *т*, на ст. Переходная—1,966 *т*, в Ленинград—306,8 *т*, в Харьков—0,778 *т*, на ст. Тпилиси 0,696 *т*, на ст. Волковская—17,053 *т*, в Царицын—9,009 *т*, в Ахалцих—0,033 *т*, в Славянск—Курск—2,563 *т*, в Нахичевань-Дон—28,898 *т*, в Цагвери—Либани—8,78 *т*. Таким образом спрос на грузинский кизельгур предъявляется пока исключительно рынком СССР. На иностранном рынке грузинский кизельгур известен только по наслышке и я позволю себе думать, что он легко завоюет место, главным образом, на рынке Англии, если новый хозяин в лице Горно-Химического Комбината Грузии проявит в этом отношении некоторое стремление и вместе с тем озаботится о более рациональной постановке дела разработки месторождения, чем это наблюдалось до настоящего времени. Детальный обзор современной конъюнктуры мирового рынка и начертание перспектив развития кисатибского предприятия в пределах журнальной статьи не представляется возможным, а потому ограничусь здесь только несколькими таблицами, позволяющими иметь хотя бы приблизительное суждение о состоянии внешнего рынка.

Мировое производство.

Страны производители	Производство в тоннах.		
	1920	1921	1922
Британская Империя:			
Северная Ирландия . . .	6,203	4,161	1,879
Южно-Африк. Шт. . . .	—	—	на 2,120 ф. ст.
Канада	232	304	196
Австралия	1,384	206	481
Прочие страны:			
Франция	3,700	4,506	4,546
Германия	4,864	3,360	5,123
Италия	25	861	172
Норвегия	74	111	80
Швеция	611	590	317
Алжир	1,476	787	2,440
Соед. Шт. Сев. Америки . .	55,288	49,227	4,617
Япония	-	—	4,617
Всего во всем мире . .	66,157	63,613	24,468 + ?

[1]) „Marketing of metalls and minerals". New-Iork. 1925.

Из двух нижеприведенных таблиц первая характеризует экспорт, а вторая импорт для различных стран за годы 1920, 1921 и 1922.

Страны экспортеры	Экспорт в тоннах		
	1920	1921	1922
Северная Ирландия . . .	6,203	4,161	нет сведений
Прочие страны:			
Франция	229	350	1,018
Германия	4,864	3,360	5,123
Норвегия	74	111	80
Швеция	110	59	201
Алжир	1,031	1,563	3,182

Страны импортеры.	Импорт в тоннах		
	1920	1921	1922
Англия	2,386	3,518	5,481
Финляндия	103	156	217
Франция	2,155	1,622	нет сведений
Германия	501	18	64
Швеция	299	155	263
Алжир	20	14	17
Соедин. Шт. Сев. Амер. . .	нет	сведений	339

Заметки и хроника.

Бариты Туркменистана. Доставляемые в начале истекшего хозяйственного года образцы барита в Горный Отдел ВСНХ—ТССР обратили на себя внимание высоким качеством и чистотой продукта. Предварительные анализы дали содержание в минерале свыше 95%.

Месторождения барита расположены в нагорной полосе селения Нухур и местечка Кара-Кала к югу от линии Ср.-Аз. жел. дороги, между ст. Арчман и ст. Кизил-Арват. Селение Нухур находится в 20 *км* от ст. Арчман; от местечка Кара-Кала имеется хорошая дорога на 90 *км* до ст. Кизил-Арват.

Нухурское месторождение расположено в 15 *км* от сел. Нухур. Баритовая жила до 2 *м* мощности обнажается на 3 *м* в глубину на протяжении 40 метров.

Кара-Калинские месторождения расположены в 16 и 20 *км* от местечка Кара-Кала. Здесь обнаружено несколько жил разной мощности, одна из них до 3 метров.

Указанный район мало исследован; весьма вероятно, что этими данными не ограничиваются залежи барита. Запасы баритовых жил не подсчитаны и залегание их не изучено.

Так как экономические условия расположения залежей барита, транспорта и отдаленности от центров потребления на первый взгляд мало благоприятны для признания их промышленного значения, в настоящее время допустимы лишь кустарные разработки, могущие дать ценный разведочный материал.

К таким разработкам привлекаются горнопромышленники, и в районе Нухура приступили к кустарной разработке. За 2 месяца работы углубились на 5 *м*, при чем барит стал появляться с прожилками свинцового блеска и медной руды. Сортировка вручную пока вполне возможна.

Путь, избранный ВСНХ—ТССР для освещения залежи и экономики, достаточно надежный, однако длительный.

Было бы более целесообразно изыскать средства для постановки разведок, изучения технологии руды и экономики сбыта, в целях скорейшего решения вопроса промышленных перспектив. Нам представляется, что высокое качество барита Туркменистана и повидимому

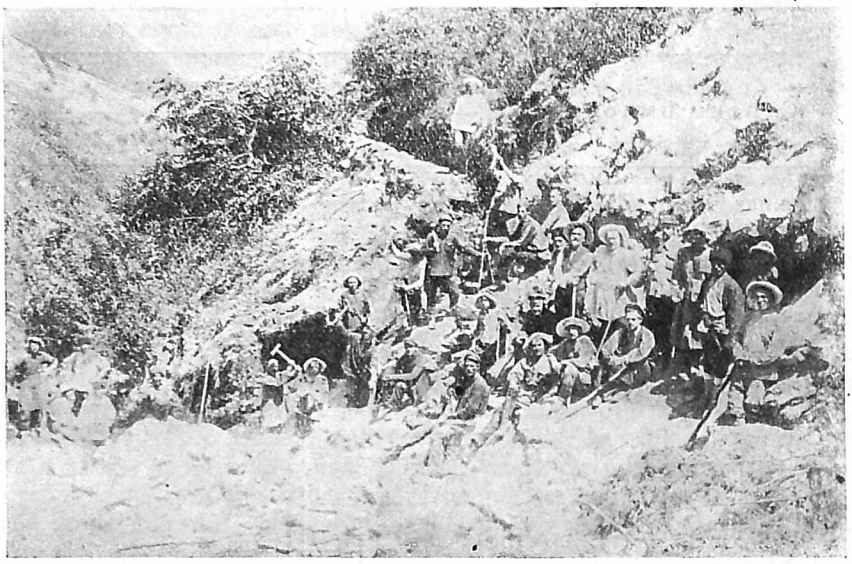
крупные запасы этой руды могут преодолеть неблагоприятные стороны экономики, особенно имея в виду возможность приближения применяющих барит производств к месту добычи сырья.

В ближайшее время выйдет в свет работа геолога Геолкома И. И. Никшича о баритах Туркменистана.

В виду интереса, проявляемого к баритовому сырью Союзной промышленностью, по мере выяснения запасов, характера залежи и экономики, вопрос будет освещаться в печати.

Горн. Инж. *А. Телетов.*

Горное дело в Ингушетии. Медь. Из числа полезных ископаемых в Ингушетии, заслуживающих внимание, мы останавливаемся на медном и серном колчеданах, так необходимых в металлургической и химической промышленности. Месторождение этих колчеданов находится в Ингушетии, начиная от реки Терека по Военно-Грузинской дороге на восток вблизи ст. Ларса, перед входом в Дарьяльское ущелье, и кончая Джераховским ущельем, на протяжении около 10 *км.*, и продолжаясь на восток к Мецхалю и далее по направлению к Чечне.



Устье 1-й штольни Джераховского медного месторождения.

Обращаясь к вопросу об Ингушском месторождении, надо принять во внимание, что период организации производства потребует значительных затрат на оборудование и оборотных средств; разработка руд должна начаться с тех руд, которые в кратчайшее время могут дать максимальную прибыль. Такой рудой является Мецхальская сплошная колчеданная руда. Месторождения медных колчеданов в Мецхале были предметом разведок горн. инж. К о х а еще в 1908 году но, к сожалению, материала, по которому можно судить о тех запасах руд, приготовленных им к добычи, не имеется. Отделом Местхоза Ингушской Автономной Области была организована партия, под наблюдением своего инженера, для проверки на месте разведочных работ инженера К о х а. Партия эта, работая там в течение трех месяцев, дала такие результаты:

Центральная часть главного Кавказского хребта, где находятся Мецхальские, Джераховские и Цоринские медные месторождения сложены метаморфическою толщею и изверженными породами. Вся эта толща, будучи дислоцированной, венчается покровами бурых порфиритов, цвет которых меняется, в зависимости от того или иного воздействия прилежащего интрузивного тела гранодиорита. Метаморфические породы этих мест должны быть отнесены к нижнеюрскому возрасту.

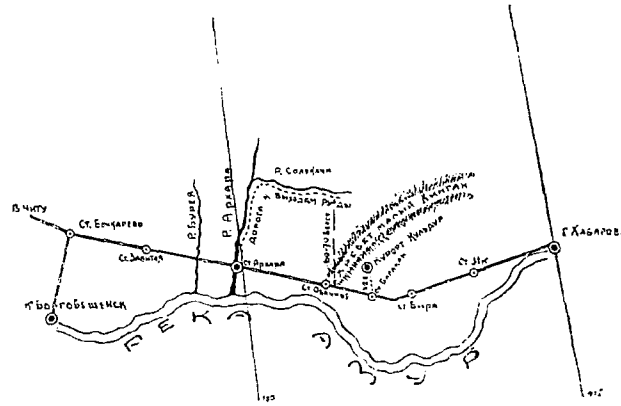
Медные месторождения в Ингушетии, подобно другим серно-колчеданным, подвергались, выше горизонта грунтовых вод, интенсивному воздействию метеорных вод (богатых O и CO_2). Имеющиеся данные заставляют разбить эти месторождения на несколько горизонтов. Если не принимать во внимание поверхностных разведочных работ, произведенных ОМХ Ингушской Автономной Области, вскрывших месторождения в разных местах, то само по себе оно привлекает внимание по тем данным, как, напр.; по склонам гор видны глыбы магнетита, кремнистого бурого железняка, примазки малахита в палеозойских сланцах и громадное скопление охристых масс. Эти данные позволяют надеяться на наличие в горной Ингушетии мощного

месторождения меди; подземные разведочные работы должны осветить эти интересные, в промышленном отношении, медные месторождения. Нет совершенно определенных данных, без разведок, для подсчета запасов металлов в месторождении.

Горный инженер *Н. Филькович.*

О сурьме в Амурской области. Нами уже упоминалось (см. „Минеральное Сырье" № 4, 1926 г. стр. 325) о нахождении выходов жил сурьмяного блеска в Амурском округе.

Сейчас сообщаем некоторые дополнительные данные. Впервые выхода жил были обнаружены в 1924 г. жителем поселка Биракан, Облучьевской волости, Завитинского уезда, Амурской губ. (или — после последнего районирования—Хингано-Архаринского района, Амурского округа), Александровым Петром Евдокимовичем. Последний, добытые им совместно с односельчанином Наумовым Тарасом Афанасьевичем, образцы руды представлял в Благовещенский Совет Народного Хозяйства, но определенного движения, в то время, этот вопрос не получил. Между тем — благодаря большому числу выходов жил сурьмяного блеска, близости их местонахождения от железной дороги (линии Чита — Бочкарево — Хабаровск) и сравнительно легкой доступности района — он представляет большой интерес. По прямому расстоянию от перегона от ст. Архара — Биракан — Бирка, Уссурийской ж. д. до местонахождения выходов жил около 60 — 70 *км* (см. схематическую карту района).



Карта района выходов сурьмянных руд.

Прослежены выхода, главным образом, по р. Сологачи и по речкам — ее притокам. Площадь, на которой встречены выхода, представляет из себя небольшую возвышенность в несколько квадратных километров. В одном месте заложен небольшой шурф — основная жила руды встречена на глубине 2 *м.* По сплошной жиле сурьмяного блеска пройдено шурфом 0,75 *м* и основания пласта руды не достигнуто. Чем глубже, тем руда плотнее, тяжелее и на вид серебристее.

Взятые на месте образцы руды, в количестве 14 *кг*, представляют довольно чистые куски сурьмяного блеска, характерного игольчато-кристаллического строения. С краев, повидимому, к зальбандам, некоторые куски руды как бы сплавлены в ноздреватую, крупно-пористую шлаковидную массу. Исследование их в Металлургической Испытательной Станции в Москве дало следующий состав: *Sb* — 32,88%, *S* — 11,50%, горной породы — 54,67%, *As* — 0,43%, *Fe* — 0,50%, *P* — 0,01%, *Cu* — менее 0,01%, *Ni* — тоже менее 0,01% *Pb* и *Ag* — не найдено. Эти цифры, конечно, не характеризуют средней пробы по месторождению, но некоторую качественную характеристику они дают. И эта характеристика, безусловно, должна быть отмечена, как интересная.

К сожалению беглый обзор района выходов ничего не мог дать в смысле определения, хотя бы в самых общих цифрах, мощности жил.

Определение характера залегания жил, количественная их оценка, взятие средней пробы — предмет дальнейших исследований района р. Сологачи на сурьмяную руду. Эти исследования должны быть произведены в самом ближайшем будущем — не позднее начала сезона полевых геолого разведочных работ весной 1927 г. Они покажут — насколько заслуживает серьезного внимания названный район и при благоприятных данных дадут материал для постановки дальнейших разведочных работ и пробной эксплоатации месторождения.

Дальгелкому и Горному отделу Дальпромбюро необходимо эти работы предусмотреть в своем плане исследовательских работ на 1927 г. и изыскать средства на их проведение.

С. Смирнов (Верин).

К вопросу извлечения меди мокрым способом (щелочным) из бедных медь-содержащих окисленных руд. Постепенное истощение концентрированных запасов полезных ископаемых в мировом масштабе заставляет обратить внимание как промышленные, так и научно-технические организации на возможность переработки в широком размере бедных руд; к типу руд, характеризующихся указанными особенностями, нужно причислить бедные медь-содержащие окисленные руды, которые встречаются во всех частях света, занимают огромные площади по распространению и давно привлекают к себе с точки зрения возможности извлечения из них полезного металла.

По СССР целые районы: западный склон Урала, Западная Сибирь, Киргизские степи, Донецкий бассейн и другие богаты медистыми песчаниками, содержание в которых меди

сравнительно сильно колеблется, но в общем они должны быть отнесены к бедным рудам, и извлечение из них меди сухим методом—методом металлургической плавки, неэкономично.

По своему минералогическому составу эти руды не являются чистыми песчаниками, а в большинстве случаев, или даже почти всегда, содержат, помимо карбонатов меди, карбонаты кальция и магния, силикатовые минералы, глину и прочие продукты разрушения горных пород. Мокрый способ извлечения меди из бедных медь-содержащих окисленных руд не является новостью, но в силу разнообразия минералогического состава пустой породы, включающей в себя полезные медные минералы, нет до сего времени такого способа, который был бы применим для любой руды. Хорошо применимый способ извлечения меди серной кислотой из руд, представляющих из себя в полном смысле медистый песчаник, не будет экономически выгодным, если содержание карботов в руде больше известного процента, определяемого целым рядом добавочных условий: стоимостью серной кислоты в данном месте и пр. Обычно сравнительно большое содержание карбонатов во многих медистых песчаниках требует такого реактива для экстракции, который растворял бы только медные минералы. Приводимый очерк предназначается изложению основных технических достижений щелочного способа экстракции меди из окисленных руд. Понятие щелочного способа не ограничивается только растворами аммиачных вод (аммиак, углекислый аммоний, хлористый аммоний и серно-кислый аммоний), которые получили в настоящее время широкое практическое приложение, но также охватывает другие реактивы, которые применяются в опытных установках и представляют некоторый научный интерес. К таковым можно причислить растворы едких щелочей, которые с прибавкою определенных органических веществ, например, винной кислоты, лимонной кислоты, амидо-кислот, глицерина, сахара, дают комплексные соли, понижающие способность меди к выпадению из растворов, затем растворы хлористого магния и др. При извлечении золота из золото-медь-содержащих руд цианистым калием получались большие потери цианистого калия за счет реакции между цианистым калием и медными соединениями. На основах этих явлений были поставлены научно-технические испытания возможности извлечения меди из бедных руд цианистым калием. Результаты опытов можно сформулировать следующим образом: при существующей цене на цианистый калий, принимая во внимание его большие потери при производстве (достигающие при некоторых условиях 80%), способ будет неэкономичным. При дальнейшем описании технических достижений щелочного способа рационально указать его химические основы. Химический процесс выщелачивания основывается на способности меди из руды с аммиаком и аммонийными солями давать комплексные соли, растворимые в воде и еще лучше в избытке аммиака. Главное практическое значение в технике щелочного способа имеют аммиачные воды, а также хлористые и сернокислые соли аммония. Окись меди с аммиаком образует соединения типа $mCuO \cdot nNH_3$, с углекислым аммонием $CuCO_3 \cdot 2NH_3$, с сернокислым $CuSO_4 \cdot nNH_3$, где n=3—5 и хлористым $CuCl_2 \cdot nNH_3$, где n=1, 2, 4, 5 и 6, но из этих только три последних растворимы в воде без разложения. Важно указать также на некоторые другие теоретические толкования состава солей, так, например, есть основание предполагать, что при растворении CuO, $Cu(OH)_2$ или $CuCO_3$ в чистом хлористом аммонии должны образоваться соединения $2NH_4Cl$, $CuCl_2$ (по Brett'y). Обычно медь встречается в бедных медь-содержащих окисленных рудах в следующих разновидностях: малахита, азурита, куприта, окиси меди, хризаколла (силикат меди), сернистой меди и самородной меди. Schott [1]) исследовал действие растворов углекислого, сернокислого и хлористого аммония при избытке в растворе аммиака на большую часть вышеуказанных минералов. Наиболее сильно растворяющим действием обладает углекислый аммоний, в некоторых случаях почти в 2 раза большим, чем хлористый аммоний. Лучше растворяется окись меди, а затем следует в убывающем порядке малахит, куприт, азурит, окись меди (прокаленная). Немаловажный интерес представляет вопрос об извлечении меди из колчеданных огарков и др., где медь после предварительных процессов обжига содержится в виде CuO. Вначале своего возникновения щелочной способ представлял большие трудности для выполнения в заводском масштабе, но хорошо работающие современные заводы по этому способу доказывают его полную пригодность и жизненность. На заводах в качестве щелоков применяются аммиачные воды, которые обычно содержат углекислый аммоний, и следовательно, теоретические исследования в этом случае совпадают с заводскими данными. Результаты работ американских заводов представляют наибольший интерес, так как большею частью опубликованы в противоположность немецким. Основною трудностью выполнения щелочного способа в заводском масштабе было устройство аппаратуры, достаточной плотностью. Это достигнуто на заводе Ammonia Cyanide Engineering C° San Francisco благодаря конструктивных достижений в устройстве аппаратуры и работою со слабыми растворами состава 1% NH_3 и 0,8% CO_2. Трудность извлечения адсорбированного аммиака из породы составляла второй источник потерь, но и эта также сильно ограничена работами фирмы Calumet & Hecla Mining C°, которая предварительно отделяет породу от мельчайших частиц, являющихся главными носителями адсорбированного аммиака, а затем применяется выщелачивание остатка адсорбированного аммиака паром. Выделение меди из полученных щелоков можно производить тремя основными методами: а) осаждением химическими реактивами (способ технически в настоящее время не применяется); б) электролизом и в) отгонкою аммиака с последующим поглощением. Способы б и в применяются на практике.

А. Н. Крестовников.

[1]) Schott. Mettall und Erz. 1922. Heft 4, 5, 6.

Американская практика суперфосфатной промышленности. A. Ogilive. („The Chemical Age", 1924. № 249). В кратком очерке, снабженном иллюстрациями, автор отмечает ряд отличительных особенностей американских суперфосфатных заводов, по сравнению с европейскими. Крупные заводы ограничивают свою деятельность исключительно производством суперфосфата, при чем многие из них достигают очень крупного масштаба. Ряд больших заводов производит исключительно комбинированные удобрения.

В Америке существует несколько заводов, производительностью от 1000 до 1400 *m* суперфосфата в сутки. Местоположение большинства из них чрезвычайно удачно с экономической точки зрения: они расположены на берегу моря и могут пользоваться как водным, так и железнодорожным транспортом. Они прекрасно оборудованы механическими и транспортными сооружениями. Установки для измельчения фосфоритов на этих заводах больше, чем на любом европейском заводе. Согласно данным различных американских заводов, наиболее употребительные пятивальцовые мельницы Раймонда измельчают, приблизительно 3,25 *m* фосфорита (Florida peble) до размеров частиц, проходящих через сита № 100 до 95%; мощность мельниц —85 *KW*; это составляет расход силы 24 *KWH* на 1 *m* фосфоритной руды. Такой расход приблизительно в два раза больше расхода сил в Англии на трубчатых мельницах и мельницах кольцевого типа, но то обстоятельство, что электрическая энергия значительно дешевле в Америке, чем в Англии, компенсирует большой расход энергии, потребной для таких мельниц. Мельницы Максекон и Стюртевант также очень распространены на американских заводах. Обыкновенно работает параллельно целый ряд мельниц; на одном заводе, напр., установлено в ряд 11 мельниц Раймонда. Широко применяется воздушная сепарация. Степени измельчения фосфоритов уделяется большое внимание. Обычно фосфорит измельчают до такой степени, чтобы на сите № 100 оставалось от 5 до 15% фосфоритной муки.

Суперфосфатные камеры на большинстве заводов построены из бетона, имеют, приблизительно, 40 фут. высоты, площадью около 20 кв. фут.; камеры открыты сверху, вмещают, приблизительно, 250 — 300 *m* суперфосфата. Таких камер установлено обычно по 4 в ряд.

Для смешения служат подвижные платформы, установленные над этими камерами; они перемещаются, обслуживая поочередно каждую из 4 камер. На каждой подвижной платформе установлены 2 смесителя вертикального типа, 2 автоматических кислотных мерника и 2 ковша для взвешивания фосфорита. Обслуживают такую платформу 3 человека. Для загрузки 250 тонной камеры, требуется около 6 часов. Это дает в среднем 14 *m* в час на человека, обслуживающего установку, т.-е. меньшую производительность, чем на английских заводах. Выгрузка продукта из камеры осуществляется при помощи электрического крана с ковшом; для выгрузки около 250 *m* и переноса суперфосфата на склад требуется около 5 часов. Другой способ, применяемый при выгребании суперфосфата из больших камер, ничем не отличается от употребляющихся на европейских заводах. Из камер суперфосфат падает на транспортер и затем передается на склад.

На американских заводах до сих пор взвешивание фосфорита и кислоты производится недостаточно тщательно. За очень немногими исключениями, точность взвешивания и измерения находится в зависимости от аккуратности обслуживающего установку персонала, который в большинстве случаев не на высоте требований современной науки и техники. В Америке нет ручного перемешивания, которое до сих пор встречается на некоторых заводах Европы. Сита употребляются наклонного типа, сотрясающиеся в различных направлениях. Смесители имеют чаще всего емкость в 1 *m*. Многие американские заводы выпускают в сутки от 200 до 250 *m* смешанного удобрения, при затрате на смешение, взвешивание и пр. от 25 до 30 эффективных лошадиных сил. На некоторых заводах существует по 4 таких установки, расположенных обычно рядом вдоль складов. Наиболее крупные заводы выпускают до 1000 *m* смешанного удобрения в сутки.

Л. Розенкевич.

Производство фосфорнокислого аммония. („Les Phosphate et les engrais chimiques, 1925. № 1435. 334). Американское о-во „Phosphorus Hydrogen Corp." приступило к постройке завода близ Ниагарского водопада для получения фосфорнокислого аммония новым методом. Полученный электротермическим способом фосфор подвергается взаимодействию с водяным паром в присутствии катализатора; в результате получается фосфорная кислота и водород, который используется для синтетического производства аммиака. Полученный аммиак насыщается фосфорной кислотой.

Примечание референта. Повидимому, на указанном заводе предполагается осуществить метод *Лилиенрота*, предложившего получение фосфорного ангидрида взаимодействием фос. фора и водяных паров при 1000° и запатентовавшего этот способ в разных странах (франц. пат. 565471, 28/II. 1924 г.; герм. пат. 406411, 22/IV, 1923 г., см. Ghem. Ztg. 1925, № 1). По последним сведениям, подобное же производство организует в Германии Баденская анилиновая содовая фабрика.

С. В.

Рефераты, обзоры и отзывы.

О современном состоянии электролитического способа получения цинка. G. Egger. Metall. und Frz., S. 1926. № 11, 316—325. Автор излагает историю электролиза сульфатного раствора в Германии и Америке. Первый опытный завод был построен Anaconda Copper Mining C°, в Анаконде в 1915 г. на 22 тонны электролитного цинка в сутки. Уже в 1916 г. в Graet-Falls соорудили завод на 145 тонны цинка в сутки. В том же году в Trail — завод на 68 тонн и в 1916—17 г.г. общество Judge Min. Smelting C°, построило семитонный завод. В 1917 г. в Австралии (Hobart, Тасмания) был построен опытный завод на 9 тонн в сутки, а в 1921 г. — большой завод в Risdon (Тасмания), суточная производительность которого в 1923 году составляла 130 тонн цинка. В Японии существует завод с месячной производительностью 50 тонн цинка.

Европа. В Верхней Италии, в Dalmazzo di Tenda, в 1918 г. построен завод на 2 тонны, как опытный для переработки местных руд; в конце 1925 г. построен завод в Сардинии на 5 тонн в сутки. Во Франции в Viviez близ Aveyron'a в 1924 г. построили 3-хтонный завод. В Германии имеется также несколько опытных цинковых электролитных заводов для исследования вопросов, связанных с электролизом цинка.

Лишь в 1915 году с началом действия заводов в Анаконде и Тасмании, что совпало с высокими ценами на цинк, вызванными войной, в статистике по цинку видную роль начинает играть электролитный цинк. На всех новых заводах цинк получают из электролита, содержащего $ZnSO_4$.

В дальнейшем автор описывает технику электролиза, как она описана у Ralston'a (Electrolitic Deposition and Hydrometallurgy of Zinc. 1921).

Интересными являются следующие указания. Чистота растворов — главнейшее условие успешного электролиза. Способы очистки, как зависящие от состава исходного материала (руды или концентратов) должны быть выработаны для каждой руды особо. Так, напр., способ очистки растворов на заводе Graet-Falls оказался неудачным для руд, перерабатываемых на австралийском заводе, которые отдавали растворам часть кобальта. Для получения ровного, плотного катодного цинка без губки максимальные количества загрязнений в одном литре раствора, поступающего на электролиз, не должны превышать следующих величин: *Cu* — 10 *мг*, *As* — 1 *мг*, *Sb* — *мг* *Fe* — 30 *мг*, *Cd* — 12 *мг* и *Co* — 1 *мг*. Особенно вредны *As*, *Sb* и *Co*, Если для простоты принять удельный вес электролита равным единице, то 1 *мг* указанных загрязнений в 1 литре раствора эквивалентен 1 вес. части этих металлов в одном миллионе частей раствора.

Плотность тока на современных заводах составляет 150—350 амп. на *кв. м*, напряжение между + и — электродами 3,5 — 4 вольт и на 1 *кг* электролитного цинка требуется 3,5 — 4,5 KWH, использование тока 90%. Нейтральный или слабо кислый электролит поступает в первую ванну каскада с 7—8% *Zn* и оставляет последнюю ванну с 2% *Zn*.

Аноды из свинца. Для них весьма вреден хлор. Так при 1 *г* хлора в литре электролита нельзя уже работать со свинцовыми анодами, в виду их быстрого разрушения; наблюдается листоватость и отпадение листов. Максимальное содержание хлора в 1 литре электролита — 50 *мг*. При этом содержании хлора удается работать с расходом анодов в 0,5% от веса осажденного цинка. Аноды должны готовиться из самого чистого, так называемого, химического свинца с 99,92 — 99,94% *Pb*. Если обозначить расход свинца при анодах из переплавленного электролитного свинца через одну, то при анодах из непереплавленных свинцовых катодов расход свинца составит 0,41 или 0,29, в зависимости от того, осажден ли свинец из борофтористоводородного или кремнефтористоводородного электролита. Весьма полезно действует перекрытие анода плотным и прочным покровом, который получают следующим образом. Аноды формируют предварительно в особой ванне, содержащей разбавленную серную кислоту при плотности тока 20—50 амп./*кв. м*. Всякие влияния, разрыхляющие анодный покров, напр., воздушная агитация для перемешивания электролита, попеременное высушивание и смачивание анодов действуют разрушающим образом.

Свойства электролитного цинка. Электролитный цинк весьма устойчив по отношению к разбавленной H_2SO_4. Наиболее чистый цинк растворяется в такой кислоте нацело лишь по прошествии нескольких дней. Эта пассивность цинка может служить простым методом испытания на чистоту. Электролитный цинк много мягче обыкновенного, полученного сухим путем. Это означает 10% экономии в стоимости прокатки цинка. Так, заводский цинк с 1,19% *Pb*, 0,11% *Fe* и 98,8% *Zn* показал твердость по Бринеллю 55; электролитный цинк с 0,0378% *Pb*, 0,0029% *Mn* и 99,959% *Zn* — 48. Болванка цинка длиной 200 *мм* и диаметр 20 *мм* гладко прокатывалась до 8 *мм*, заводский цинк при этом рвался. Расход энергии для прокатки электролитного цинка составил 93% от энергии для прокатки заводского цинка.

Экономическая сторона электролиза сульфатного электролита. При средней цене 1 *кг* цинка в 1925 г. 70 пфеннигов и расходе энергии на электролиз и вспомогательные устройства 4—4,5 KWH можно, естественно, работать лишь при дешевой энергии. Поэтому, как большие американские и австралийские заводы, так и малые заводы в Европе (Италии, Франции) работают на гидроэлектрической энергии. Напр., цена 1 KWH

в Graet-Falls составляет 0,84 пфеннига. Не всюду однако возможны гидроэлектрические установки и в таких случаях для электролиза можно было бы получать дешевый ток, используя бурый уголь или отбросный каменный уголь.

Следующей весьма значительной статьей в стоимости производства являются амортизация и % % на заложенный капитал. Ralston определяет полную стоимость сооружения завода для получения 10 тонн цинка в сутки в — 1.380.000 марок, стоимость 100 тонного завода в 9.260.000 марок, следовательно, на одну тонну электролитного цинка в первом случае стоимость завода составляет 138.000 марок, во втором — 92.600 марок.

Автор также подсчитал стоимость постройки 10-тонного завода для получения электролитного цинка из окислов цинка, т.-е., материала, не требующего особых мер для очистки соответствующего сульфатного раствора, и пришел к цифре 1 миллион марок, не включая стоимости отделений для обжига и переплавки.

Очистка растворов. Особого внимания заслуживает очистка от хлора. При обработке серебросодержащих концентратов удается при обжиге получить сернокислое серебро в количестве, достаточном для осаждения наличного хлора. Если же требуется вводить в раствор Ag_2SO_4 со стороны, то необходим точный подсчет, дабы очистка не стала невыгодной вследствие неизбежных потерь серебра.

Для германских условий отдельные статьи расходов по производству 10 тонн цинка в сутки распределяются следующим образом:

	Марок
A. Амортизация и % на заложенный капитал. (Амортизация электролиза 20%, зданий 10%; % на капитал 5%)	525
B. Стоимость электрической энергии при расходе 4 KWH на 1 *кг Zn* и цене 1 KWH 1,5 пфеннигов	600
C. Плата служащим и рабочим	375
Д. Материалы, в том числе материалы для очистки растворов, износ свинцовых анодов в 0,5% от веса осажденного цинка, с учетом выручки за перекись свинца, получаемую при разрушении анодов	285
E. % на цинк, находящийся в производстве	5
Общие расходы, налоги и проч	180
Сумма	1970

или 19,7 пфеннига за 1 *кг* цинка.

Если к этому прибавить стоимость переплавки катодного цинка при потере его (угаре) в 5%, амортизацию отделения для переплавки, то полная стоимость получения 1 *кг* электролитного цинка составит круглым числом 22 пфеннига. Следовательно, стоимость энергии составляет 24%, амортизация и % на капитал — 28% от всех расходов по производству, т.-е., обе статьи превышают 50% от всех расходов.

Очистка цинка электролизом. Технически возможно очищать цинк, отлитый в форме анодов, электролитически аналогично меди. Эти опыты производились неоднократно, но всюду были оставлены. При таком раффинировании необходимо работать с диафрагмами. В таком случае расход энергии на 1 *кг* цинка будет лишь немного меньше расхода энергии при нерастворимых анодах. Существующая разница между ценами неочищенного и очищенного цинка совершенно исключает выгодность электролитического рафинирования цинка.

Проф. *В. Мостович.*

Простой метод распознавания химически низкокачественного стекла. F. Friedrichs. Zeitschrift für angewandte Chemie. 1926. № 20, стр. 611.

Современные методы испытания стекла базируются, главным образом, на определении щелочности, освобождающейся при гидролитическом разложении стекла. Этому разложению предшествует поглощение воды поверхностью расширяющегося стекла. Новый метод и использует для испытания стекла эту первую стадию получением трещин на поверхности стекла при краснокалильном жаре.

Испытуемый кусочек стекла, лучше всего в форме трубки, помещается на 12 часов в длинногорлую из хорошего стекла колбу с кипящей водой, или подвергается в течение такого же времени действию пара, будучи подвешенным на проволоке. По прошествии 12 часов, испытуемый кусочек стекла быстро переносится в фарфоровый тигель и нагревается до начинающегося размягчения. Поверхность низкосортных стекол покрывается тогда сетью тонких линий, т.-е. трещинок. На плохих стеклах, уже после двухчасового нагревания, эта сеть настолько густа и глубока, что поверхность кажется матовой и начинает крошиться. На менее плохих стеклах сеть трещин уже едва заметна простым глазом и распознается лишь при 100—200-кратном увеличении. Структура хороших стекол остается при такой обработке без изменений.

А. Шерешевский.

Электроаналитическое определение меди в присутствии висмута. W. Moldenhauer. Zeitschrift für angewandte Chemie. 1926. № 14, стр. 454.

Полное отделение меди от висмута автор получил в фосфорнокислом растворе с фосфатом висмута в осадке. Для опытов брался раствор, содержащий около 0,2 *г* меди (в виде сульфата) и приблизительно такое же количество висмута (в виде нитрата). К кипящему рас-

твору прибавлялись 20—25 *куб. см* фосфорной кислоты уд. в. 1,14, после чего раствор оставлялся в тепле в спокойном состоянии на несколько часов (лучше всего оставлять на ночь), а затем подвергался электролизу. Находящийся на дне осадок висмута должен там оставаться на время электролиза. В качестве сосуда для электролиза берется узкий высокий стеклянный стакан, в котором подвешиваются электроды, отстоящие на несколько сантиметров от дна. Нагревание электролита лучше всего устранить погружением электролизного стакана в другой стакан с холодной водой. Все дальнейшие особенности анализа указаны в таблице.

Электроды: Винклеровская платиновая сетка.
Температура: 60°.
Напряжение: 1,8—2,0 вольт.
Продолжительность: 1-го и 2-го опыта—5 часов, 3-го—6-го опытов—$3^1/_2$ часа.

№ опыта	Введенное количество меди в *г*	Полученное количество меди в *г*	Ошибка в *mg*	ПРИМЕЧАНИЯ
1	0,1996	0,1994	— 0,2	Медь получалась во всех опытах совершенно свободная от висмута.
2	—	0,1995	— 0,1	
3	—	0,1993	— 0,3	
4	—	0,1995	— 0,1	
5	—	0,1995	— 0,1	
6	—	0,1997	+ 0,1	

А. Шерешевский.

Проблема сырья и снабжения стекольно-фарфоровой промышленности. И. И. Китайгородский. Керамика и стекло. 1925 г. № 6, стр. 188—190. Песок получается главным образом, Люберецкий (комовый и шаст.), не уступающий заграничному (окиси железа в заграничном 0,1%, у нас 0,15%—0,02%); но Люберецкий удален на 16 *км* от ст. ж. д.; это—база снабжения заводов центральных губерний РСФСР. В северном районе—Саблинский песок у Ленинграда, недостаточно чистый. Хорошими качествами обладает Воронежский песок. Один из лучших по качеству Часов-Ярский около Артемовска (используется разными заводами, частично Константиновским), основная база Украины. Хорошие пески, не использованные, находятся в Саратовском районе; необходимо обследовать всю восточную область Европейской части РСФСР.

До последнего года центр тяжести по добыче огнеупорных глин лежал на Латнинском районе (Воронежская), где работы велись в карьере „Стрелица" (7 *км* от ж. д.); натолкнулись на неоднородные и богатые примесями залежи; район не обследован; здесь же используется стеклозаводами Чириковская глина, поставлены работы по отмучиванию Латнинской глины. Огромные залежи более пластичной глины, чем Латнинская, находятся в Часов-Ярском районе; на северных стеклозаводах она мало применяется и, главным образом, используется фаянсовыми заводами. Автор рекомендует ее для стекловарных горшков. Боровичский район снабжал стекольную и фарфоровую промышленность глинами в 1920—22 г.г., когда нельзя было получить ее из Воронежского и Часов-Ярского районов; качество ее низкое. Базой для всей фарфорово-фаянсовой промышленности в отношении каолина служит Глуховецкий каолиновый завод. В Глухове добывается лишь 10%—I сорта глины исключительной пластичности; обходится очень дорого, запасы исчерпываются. Разведка Путивлевского каолина не дала пока благоприятных результатов. Уральский каолин оказался неудовлетворительным. Волновахский каолин начали разрабатывать, производя сортировку его.

Годного полевого шпата на Урале не нашли; район, однако, недостаточно обследован. Месторождения полевого шпата на Волыни находятся на расстоянии 16 *км* от ж. д. ст.; имеют лишь местное значение. Главное внимание сосредоточено на Мурмане.

Уральские кварцы, благодаря окислам железа, неудовлетворительны; превосходный кварц получается с Мурмана.

Указывается на нужду в соде (потребность стеклопромышленности 100—167 тыс. тонн в год; ныне потребность—16700 тонн

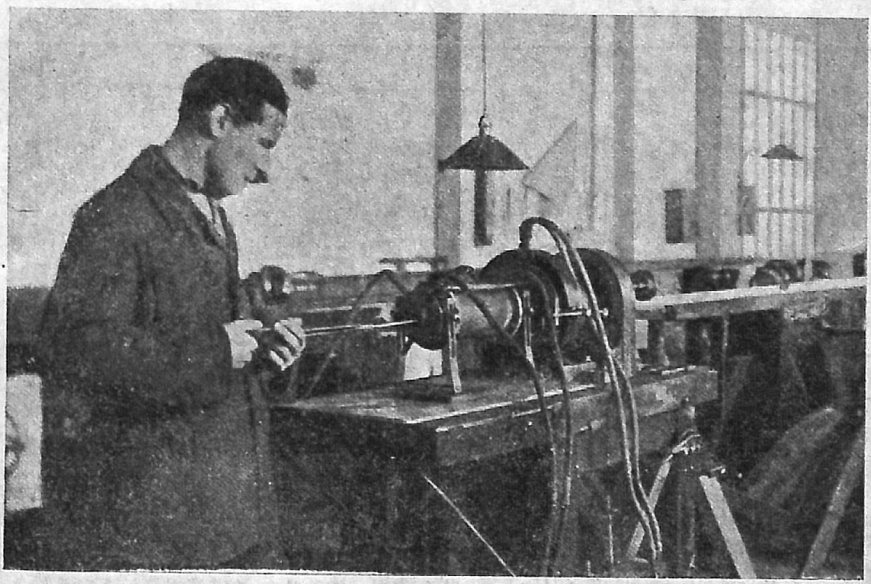
Имеет место нужда в мышьяке, борной кислоте, буре, свинцовом сурике, необходимы окись никкеля, кобальта, достаточно хорошего поташа. Необходимы разведки минерального сырья и расширение химических заводов для выработки нужного сырья, чтобы наша промышленность не нуждалась в ввозе его. *В. Л.*

Отв. ред. проф. ***Н. М. Федоровский.*** Зав. редакцией ***П. К. Топольницкий.***

Главлит 79519. Заказ № 3447. Тираж 1500. 5 п. л.

Типо-литография „Красный Печатник" Гостехиздата. Ленинград, Международный пр., 75.

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ
И ЕГО ПЕРЕРАБОТКА



MINERAL RESOURCES AND THEIR TECHNOLOGY

№ 2 1927 ГОД II

МОСКВА

ПРОДОЛЖАЕТСЯ ПОДПИСКА на 1927 год

НА ЕЖЕМЕСЯЧНЫЙ ЖУРНАЛ

„МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ И ЕГО ПЕРЕРАБОТКА“

Орган Научно-Исследовательских Институтов по минеральному сырью НТО ВСНХ СССР, при участии Комиссии Естественно-Производительных Сил СССР при Всесоюзной Академии Наук.

ЖУРНАЛ ВЫХОДИТ В ОБЪЕМЕ 5—6 ПЕЧ. ЛИСТОВ.

При ближайшем участии: акад. **Н. С. Курнакова**; акад. **Ф. Ю. Левинсон-Лессинг**; акад. **А. Е. Ферсман**; проф. **Э. В. Брицке**; проф. **Н. К. Лахтина**; проф. **В. И. Лучицкого**; проф. **В. Я. Мостовича**; проф. **Д. И. Мушкетова**; проф. **В. А. Обручева**; проф. **П. П. Пятницкого**; **В. М. Свердлова**; проф. **Б. С. Швецова** и проф. **Н. Ф. Юшкевича**.

Ответственный редактор проф. **Н. М. Федоровский.**

ПОДПИСНАЯ ЦЕНА:	1 год.	1/2 года.	1/4 года.
Без доставки	10 р.	6 р. — к.	3 р. 25 к.
С доставкой в Москве . . .	11 „	6 „ 75 „	3 „ 75 „
Иногородняя	12 „	7 „ 50 „	4 „ 25 „
За границу	18 „	12 „ — „	7 „ — „
	(9 долл.)	(6 долл.)	(3,50 долл.)

Комплект за 1926 г. — 11 руб.

Отдельные выпуски в розницу по 1 р. 20 к.. удвоенные по 1 р. 80 к.

АДРЕС РЕДАКЦИИ: Москва, 17, Б. Ордынка, 32, Институт Прикладной Минералогии и Металлургии.

ОБЪЯВЛЕНИЯ:

Впереди текста 1 стр.—**150** руб.; 1/2 стр.—**80** руб.; 1/4 стр.—**45** руб.
Позади текста 1 стр.—**100** руб.; 1/2 стр.—**60** руб.; 1/4 стр.—**35** руб.

ПОДПИСКА ПРИНИМАЕТСЯ: В Гостехиздате—Москва, Ильинка, Юшков пер., 6, и в магазинах **ГТИ:** Петровка, 10; Разгуляй. 38/2; Мясницкая, 1-б; Волхонка, 6; Тверская, 25; Арбат, 6; в **Ленинграде**—Пр. Володарского, 59 (уг. пр. 25 Октября); Пр. 25 Октября, 24; в **Харькове**—улица 1-го Мая, 8; в **Ростове н/Д.**—ул. Фр. Энгельса, 69; в **Н.-Новгороде**—ул. Я. Свердлова, 19; в **Киеве**—ул. Воровского, 35; в **Свердловске**—ул. Ив. Малышева, 58-а и в **Редакции журнала.**

Заведующий Редакцией **П. К. Топольницкий.**

ИЗДАНИЕ ГОСТЕХИЗДАТА.

„Mineral resources and their technology“

Issued monthly. Journal of the Scientific—Research Institutes of the Scientific—Technical Department of the Supreme Council of National Economy of U. S. S. R.; With the collaboration of The Committee for the Exploration of Natural Productive Forces Academy of Sciences of U. S. S. R.

Published by the State Technical Editorship.
Subscription price: 9 dol. per annum.
6 dol. 6 monthes.
3,5 dol. 3 monthes.

Advertisements: before the text: 1 page dol. 75; 1/2 page dol. 40; 1/4 page dol. 25;
after the text: 1 page dol. 50; 1/2 „ dol. 30; 1/4 „ dol. 20.

Office: Institute of Economie Mineralogy and Metallurgy,
B. Ordynka, 32. MOSKOW. U. S. S. R.

ПРОВЕРЕНО
1945 г.

Пролетарии всех стран, соединяйтесь!

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ

И ЕГО ПЕРЕРАБОТКА

ОРГАН НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИХ ИНСТИТУТОВ ПО МИНЕРАЛЬНОМУ СЫРЬЮ НТУ ВСНХ СССР

ПРИ УЧАСТИИ КОМИССИИ ЕСТЕСТВЕННО-ПРОИЗВОДИТЕЛЬНЫХ СИЛ СССР ПРИ ВСЕСОЮЗНОЙ АКАДЕМИИ НАУК.

№ 2 | 1927 г. | Год II

ГОС. ПУБЛИЧНАЯ НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКАЯ БИБЛИОТЕКА СССР
584/3165
P 484

MINERAL RESOURCES AND THEIR TECHNOLOGY

ГОСУДАРСТВЕННОЕ ТЕХНИЧЕСКОЕ ИЗДАТЕЛЬСТВО
МОСКВА, 1927

СОДЕРЖАНИЕ № 2.

Месторождения. стр.

Е. Е. Захаров. Колчеданистые месторождения восточного склона Урала 83
В. Г. Орловский. О желательности возобновления работ на Сарыадырском медном руднике 97
К. В. Поляков. Полезные ископаемые, история и перспективы горного дела в Оренбургской губернии 100

Исследования и методика.

М. С. Максименко и Н. М. Карандашев. Об использовании соров цветной металлообрабатывающей промышленности 110
А. С. Шахмурадов. Переработка лома и отбросов цветных металлов 114

Промышленный.

А. П. Курдюмов. К постановке у нас алюминиевого производства 118
П. И. Юдинсон. Производство динаса и огнеупорного кирпича в Англии 130
В. В. Критский. Вольфрам и молибден в электроламповой промышленности 143

Заметки и хроника.

С. К. Малышев. „Первоначальный" рудник 148
А. П. Курдюмов. Новый способ получения олова из руд 149
Б. П. Пентегов и И. Н. Плаксин. О месторождении мышьякового колчедана в Сучанском районе 150
И. Н. Плаксин. Первая конференция по изучению производительных сил Дальнего Востока 152

Рефераты, обзоры и отзывы.

В. Я. Мостович. Рафинирование свинца по способу Harris'a 153
А. Шерешевский. Электротермическое получение чистой окиси алюминия по способу Хеглунда 158

CONTENTS № 2.

Deposits.

E. E. Sacharov. Pyritic Ore Deposits of the Eastern Slope of Ural 83
V. G. Orlovsky. About the Desirable Renewal of Works in the Saryadyrsky Copper Mine . 97
K. V. Poliakov. The Usefus Minerals, the History and Perspectives of Mining in Orenbourgsky Government 100

Investigations and Methods.

M. S. Maximenko and N. M. Karandashev. About the Utilisation of the Dirts of the Colored Metal Industry 110
A. S. Shachmooradov. Working of Debris and Wastes of Colored Metals 114

Industrial.

A. P. Koordumov. To the Organisation in USSR of Aluminium Production 118
P. I. Judinson. Dinas and Fireproof Bricks Production in England 130
V. V. Kritzky. Tungsten and Molybden in the Industry of Electric Lamps 143

Notes and News.

S. K. Malyshev. „Pervonachalny" Stannic Mine 148
A. P. Koordumov. A. New Method of Tin Extraction from the Ores 149
B. P. Pentegov and I. N. Plaksin. About the Arcenical Pyritic Ore Deposits in the District of Soochansk 150
I. N. Plaksin. The First Conference of Investigation of the Productive Forces of the Far East 152

Bibliography, Reports and Reviews.

V. I. Mostovich. Lead Refining by the Method of Harris 153
A. Shereshevsky. The Electrotermic Obtaining of the Pure Oxid of Aluminium by the Method of Haglund 158

Е. Е. Захаров.

Колчеданистые месторождения восточного склона Урала.

Введение.

Колчеданистые месторождения восточного склона Урала приурочены к определенному комплексу метаморфических горных пород. Отсутствие сводной детальной геологической карты для Урала не дает возможности точно увязать данные отдельных районов Урала по геологии этого комплекса. Между тем, установление связи между отдельными колчеданоносными районами даст возможность более рационально подойти к дальнейшим разведкам в уже известных рудоносных районах, а также выяснить благонадежность в рудоносном отношении площадей, лежащих между последними районами.

Попытки таких сопоставлений уже известны в литературе; так, Н. П. Кузнецов и К. Е. Тарасов в своей работе [1]) по медным месторождениям Урала приходят к выводу, что в среднем Урале имеется две полосы колчеданистых месторождений. Одна, восточная, включает ряд месторождений — Богомоловка, Сан-Донато, Калата и Белая-Речка; другая, западная, с месторождениями Левихи и Карпушихи. Эти две полосы у Дегтярского месторождения сливаются в одну, чем и обусловлено, по их мнению, такое большое скопление руды в этом месторождении. К югу от Дегтярского месторождения имеется одна достоверная линия — месторождение Зюсь-Элга, Кыштымские и Таналык-Баймакские месторождения. Ортенберг [2]) также констатирует для Нижне-Тагильского округа две полосы. Из них восточная проходит через месторождение на правом берегу р. Тагила и Винновское, а западная — через Левиху, Фотиевское, Сан-Донато и Ольховское. Эти две полосы параллелизируются этим автором с Калатинской и Карпушинской линиями, однако, с оговоркой, что две последние скорее составляют одну полосу. Наконец, по данным В. Яркова [3]), Калатинская полоса переходит в Дегтярскую, являясь ее продолжением.

Изучая связь между отдельными колчеданистыми месторождениями Урала, и желая проследить протяжение колчеданоносных полос восточного склона, автор с этой целью составил схематическую геологическую карту Среднего Урала [4]). Эта сводка картографического материала дает ясную картину распределения отдельных месторождений по двум самостоятельным линиям. Особенно хорошо это можно наблюдать в северной части Среднего Урала. Так, прослеживая с севера на юг эти две полосы, мы видим, что одна из них — западная, заключающая месторождения Богомоловской группы, Сан-Донато, Левиху, месторождения Карпушинской группы и ряд промежуточных более мелких, — может быть доведена до истоков реки Тагила, где она резко срезается кварцитами Центрального Урала. С востока эта западная колчеданоносная полоса граничит с основным массивом Красных гор, горы Ежевой и северным продолжением последней в Невьянской даче; с запада—основным массивом горы Соловьевой и ее северным и южным продолжением, а местами с небольшими массивами гранитов (Верхне-Тагильская и Черноисточинская дачи), сиенитов и порфиров (Нижне-Тагильская и Лайская дачи). Восточная колчеданоносная полоса, заключающая ряд мелких месторождений в Невьянской даче, месторождения Калатинской группы и, наконец, Белореченское, выклинивается на севере Невьянской дачи, но возможно, что новой детальной геологической с'емкой ее удастся проследить

---

[1]) «Запасы медных руд и описание меднорудных месторождений Урала». Технико-Эконом. Сборник «Урал». 1922 г. Вып. 4, стр. 154.

[2]) О колчеданоносной полосе Нижне-Тагильского Округа. «Горное Дело». № 4—5, стр. 168—174.

[3]) «Интересная полоса пород медных месторождений». Ур. Техн. 1914 г., № 7—8, стр. 18—26.

[4]) Е. А. Кузнецов и Е. Е. Захаров. «К тектонике восточного склона Урала». Бюл. М. О. И. Пр. Отдел Геологии. Т. IV. 1—2.

далее к северу. К югу от Белореченского месторождения эта полоса выклинивается в основном массиве Красных гор. Возможно, ее следом являются отдельные участки кварцево-серицитовых и тальковых сланцев [1]) и известняков [2]), зажатые между основным массивом Красных гор и большим Верхне-Исетским гранитным массивом. К югу от деревни Тарасково эти отдельные участки сланцев и известняков сливаются опять в одну полосу, при чем она сильно расширяется в Шайтанской даче, где известен ряд небольших колчеданистых месторождений. Южнее, в Ревдинской даче, эта полоса опять быстро уменьшается в ширине, при чем обнаруживаются ясные следы раздробления и перетирания пород. На границе Ревдинской и Сысертской дач находятся большие Дегтярские месторождения. Возможно [3]), здесь мы имеем большую дислокационную линию северо-западного простирания, по которой срезаны, смещены и растерты обе колчеданоносные полосы. К югу от этой дислокационной линии мы имеем, повидимому, опять две полосы метаморфических рудоносных пород, которые отсюда могут быть прослежены, приблизительно, до северной границы Кыштымской дачи. Более резко из этих полос выражена западная, заключающая Зюсь-Элгинское месторождение в Полевской даче и ряд более мелких месторождений в Уфалейских дачах. Восточная полоса в своей северной части выражена неясно, но южнее, в Каслинской даче, очень хорошо прослеживается до горы Егозы. Эта полоса заключает Кузнечихинское месторождение. К югу от горы Сугомак появляются опять две полосы рудоносных пород, которые прослежены

Карта колчеданистых месторождений Восточного склона Среднего Урала. Заштриховано—полосы рудоносных пород; черные кружки—месторождения.

[1]) Е. Костылева. «Тальк и тальковый камень». Мат. по изуч. ест. произв. сил СССР. № 52, стр. 49—55, 1925 г.

[2]) В. В. Никитин. «Геол. иссл. центральной группы дач В.-Исетских заводов, Ревдинской дачи и Мурзин. участка». Труды Г. К. Нов. Сер. Вып. 22, 1907 г.

[3]) Е. А. Кузнецов и Е. Е. Захаров. «К тектонике восточного склона Урала». Бюл. М. О. И. Пр. Отдел Геологии. Т. IV, 1—2.

Е. А. Кузнецовым до южной границы Кыштымской дачи, а разведками Миткевича-Волкасского [1]) прослежены еще на 17 километров к югу от р. Киолима. К югу от северо-западной дислокационной линии расчленение на две полосы комплекса метаморфических рудоносных пород не везде может быть строго проведено. Часто встречающиеся в этом комплексе пород змеевики, начиная от небольших линз и кончая большими массивами (г. Карабаш), а также чрезвычайно интенсивное проявление в этом районе тектонических процессов, сильно усложнили геологическое строение рудоносных полос.

Южнее, в Златоустовском округе, мы, повидимому, не имеем, аналогичных северу, сплошных полос пород рудоносного комплекса. Это, возможно, об'ясняется недостаточным освещением в литературе геологии данного района. Из известных, в настоящее время в Южном Урале, колчеданистых месторождений самыми большими являются Таналык-Баймакские.

Петрографический очерк.

Петрографически комплекс рудоносных пород очень сложен. Его компонетами являются эффузивно-туфовая серия, затем осадочные породы. Кроме того, этот сложный комплекс прорезается интрузиями и жилами основных и кислых горных пород. Все эти породы подверглись интенсивным дислокациям. Последние выразились в определенных зонах в сильном раздроблении, смятии и перетирании пород. Особенно сильно этим нарушениям подверглись горные породы рудоносного комплекса в средней части восточного склона Урала, находящейся против Уфимского горста. Под действием сильного бокового давления и под влиянием диффузии твердых, жидких и газообразных растворов, эффузивные породы претерпели зеленокаменное изменение [2]). Интенсивность этого изменения эффузивных пород, достигая максимума в средней части Урала, постепенно ослабляется к северу и югу, будучи вполне согласным с уменьшением в тех же направлениях динамических нарушений. Сильным изменениям подверглись и осадочные породы, часто выражающиеся в перекристаллизации известняков. Особенно сильному изменению подверглись породы рудоносного комплекса под влиянием кислой интрузии и особенно ее поствулканической фазы. Эти изменения выразились в интенсивной серитизации, пиритизации, эпидотизации и окварцевании пород. Интересно отметить, что участки серицитизированных пород территориально связаны с меридиональными полосами сильно рассланцованных эффузивных пород, при чем эти полосы местами прослеживаются на десятки километров. Серицитизированные породы всегда сильно рассланцованы и часто сильно перемяты. Залегают они, обычно, в виде линз или участков неправильной формы среди сильно рассланцованных эффузивных пород.

Все это дает повод предполагать существование больших меридиональных дислокационных линий в рассматриваемом комплексе пород. По этим линиям, повидимому, произошло смятие, раздробление и перетирание пород. Этими же зонами воспользовались пары и газы поствулканической фазы кислой интрузии, изменившей дислоцированные породы в серицитовые сланцы.

Из всего выше сказанного следует, что установление первоначальных типов изверженных горных пород, а также осадочных, может быть произведено только в северной и южной частях Урала, где горные породы рудоносного комплекса не подверглись сильным динамическим нарушениям и потому не являются столь сильно измененными, как в средней части Урала.

В южном Урале для района Таналык-Баймакских месторождений Заварицким [3]) выделяются следующие компоненты рудоносного комплекса: 1) породы андезитового и андезито-дацитового состава с выделением известково-натрового полевого шпата (олигоклаз, реже андезин) и цветного минерала (авгит). Эту группу он об'единяет под общим именем порфиритов; 2) породы липаритового состава с фенокристаллами альбита и часто кварца и с основной массой, характерной для кислых пород. Эти натровые кварцевые и кварцсодержащие порфиры он об'единяет под именем кварцевых альбитофиров; 3) вулканические туфы, имеющие небольшое развитие и разнообразные по составу и структуре. По мнению Заварицкого, вулканические туфы отвечают, главным образом, порфиритам; 4) наконец, в виде отдельных интрузивных масс, зернистые изверженные породы, являющиеся кварцевым и кварцсодержащим диоритом и сиенито-диоритом.

Породы этого рудоносного комплекса также подверглись динамометаморфизму и термальным изменениям, но проявление здесь этих процессов очень

---

[1]) Отчет о состоянии и деятельности Геологического Комитета в 1917 г. Стр. 119.

[2]) М. А. Усов. «Фазы эффузивов». Изв. Томск. Техн. Инст. Т. 46 (1924).

[3]) А. Н. Заварицкий. «Таналык-Баймакский меднорудный район». «Горное Дело». Т. I. 1920 г. Приложение № 4.

невелико по сравнению со средним Уралом. Заварицкий указывает, что может быть в связи с давлением стоит образование некоторых вторичных минералов, но особенно горообразующее давление проявляется в раздавливании пород в некоторых зонах и превращении их в сланцы. Изменения боковых пород, выражающиеся в серицитизации и окварцевании (кислые породы) и хлоритизации, эпидотизации, пренитизации и карбонатизации (основные породы), не распространяются далеко от рудного тела, обыкновенно ограничиваясь несколькими футами. Исключение представляет месторождение Юлалы.

Эти, относительно, слабые изменения горных пород рудоносного комплекса в Южном Урале дали возможность Кротову [1]) довольно детально расчленить и классифицировать эффузивно-туфовую серию в его монографической работе по петрографии южной части Миасской дачи. Среди широко распространенных здесь диабазовых порфиритов, диабазов и их туфов им выделяются: 1) пироксеновые порфириты с вкрапленниками пироксена (более или менее уралитизированного) по величине и количеству превышающими вкрапленники плагиоклаза (серицитизированные и соссюритизированные). Основная масса, состоящая из плагиоклаза и пироксена подверглась тем же изменениям, что и вкрапленники; 2) плагиоклазовые порфириты с вкрапленниками плагиоклаза, превышающими, по количеству и размерам, вкрапленники пироксена. Вкрапленники последнего большею частью уралитизированы, а плагиоклазы в большей или меньшей степени серицитизированы, соссюритизированы и пренитизированы. По строению основной массы эти порфириты разделяются на две группы: с голокристаллически порфировой и гипокристаллически порфировой структурами. Среди диабазов им выделяются микродиабазы и мелкозернистые диабазы. Они состоят из плагиоклаза обычно сильно соссюритизированного, уралитизированного пироксена, апатита, титанита и ильменита. Структура типично диабазово-зернистая, реже интерсертальная и офитовая. Еще им описываются сидеронитовые диабазы (богатые магнетитом), кварцевые и кварцево роговообманковые диабазы. Все эти породы сопровождаются их туфами. Наиболее хорошо изученными являются туфы пироксеновых порфиритов, среди которых выделяются следующие четыре группы: 1) агломератные, 2) брекчиевидные, 3) зернистые и 4) плотные туфы. Туфы остальных пород трудно отличимы от туфов пироксеновых порфиритов.

Значительно меньшим распространением пользуются кварцевые кератофиры и кератофиры. Первые состоят из вкрапленников плагиоклаза (альбит, реже альбит-олигоклаз), редких вкрапленников ортоклаза и микроклина. Количество вкрапленников анортоклаза сильно колеблется (от полного отсутствия до вытеснения нацело всех остальных полевых шпатов). Все полевые шпаты более или менее сильно изменены — серицитизированы. Вкрапленники кварца часто оплавлены и резорбированы. Вкрапленники биотита в виде листочков, часто хлоритизированных. Вкрапленники мусковита, большею частью, являются обесцвеченными листочками биотита. Основная масса кварцевых кератофиров состоит, главным образом, из кварца, полевого шпата, биотита и мусковита. По своему строению она относится к двум типам: микрогранулитовому и гранофировому. Между ними постепенные переходы. Иногда на кварцевых кератофирах нельзя заметить никаких следов динамических воздействий. Поствулканические изменения кварцевых кератофиров выразились в образовании талька, с сохранением первоначальной структуры породы (Мечниковское м — е) и образовании каолиновой массы (Мариинский рудник). Кератофиры состоят из вкрапленников плагиоклаза (альбита), анортоклаза (всегда в сростании с альбитом) и очень мелкозернистой основной массы, состоящей из альбита и анортоклаза. Полевые шпаты кератофиров довольно свежи. Кератофиры совершенно массивны, местами все же претерпели слабые динамические воздействия.

Мало измененные горные породы рудоносного комплекса мы видим и в северном Урале. Так, Федоров [2]) для Богословского округа описывает целый ряд порфиритов (авгитовые и роговообманковые андезинофиры), кварцевые альбитофиры и альбитофиры. Широко представлены породы диабазовой группы. Представляет интерес встреченный здесь Федоровым свежий оливиновый диабаз. Все эти породы сопровождаются туфами. Местами наблюдаются переходы туфовых пород в песчаники и разнообразные сланцы. Известняки частично перекристаллизованы, особенно в контактах с изверженными породами. Интересна подмеченная Федоровым закономерность — усиление проявления динамометаморфизма по направлению к западу. Тот же характер рудоносный комплекс имеет в районы горы Благодать [3]) и Богомоловских колчеданистых месторождений.

[1]) Кротов. «Петрографические исследования в южной части Миасской дачи». Казань. 1915 г.

[2]) Е. С. Федоров и В. В. Никитин. «Богословский горный округ». Спб. 1901 г.

[3]) В. М. Дервиз «О геологических исследованиях в Гороблагодатском районе в 1923—24 г.». Изв. Геол. Ком. Т. 43, № 10, 1924 г., стр. 1439.

Те же известняки, переслаивающиеся с мощными толщами изверженных пород и туфов. Изверженные породы относятся к группе кератофиров и сопровождаются туфами и брекчиями. Кератофиры состоят преимущественно или исключительно из щелочных полевых шпатов. Щелочные эффузивные породы, в некоторых зонах подверглись сильному динамометаморфизму и термальным изменениям в хлоритовые и серицито-тальковые сланцы. Последние являются вмещающими рудные тела Богомоловских месторождений. К северо-западу [1]) от горы Благодать имеют широкое распространение зеленокаменные породы: диабазы, авгитовые и уралитовые порфириты.

Южнее, в Калатинском районе колчеданистых месторождений, горные породы рудоносного комплекса подверглись значительно большим изменениям. Местами они изменены настолько, что установление первоначальных типов является затруднительным. Состав рудоносного комплекса здесь тот же, что и в остальных частях Урала. Это, с одной стороны, различные порфиры (альбитовые, кварцевые и бескварцевые), с другой стороны, различные порфириты (пироксеновые, амфиболовые, диабазовые и кварцево-диабазовые). Присутствуют туфы, но в значительно меньшей степени, чем показано на карте Никитина [2]). Осадочные породы представлены, главным образом, известняками, в меньшей степени—кварцитами. Известняки частично перекристаллизованы. Кроме того, в рудоносном комплексе встречаются небольшие интрузии и жилы плагиогранитов и основных горных пород. Проявление динамометаморфизма и термальных изменений здесь значительно сильнее. В рудоносном комплексе намечается несколько зон, с меридиональным или близким к нему простиранием, сильно рассланцованных и перемятых. Здесь горные породы подверглись обычно настолько сильному изменению, что определение их первоначальных типов является затруднительным. Сильные изменения в совокупности с большой рассланцованностью позволяют назвать эти породы зелеными сланцами.

Термальные изменения выразились в серицитизации, окварцевании и эпидотизации сильно рассланцованных и перемятых горных пород. Эти явления проявляются в виде различной величины и формы участков, состоящих из серицитовых и кварцево-серицитовых сланцев, при чем участки часто достигают несколько сот метров ширины и нескольких километров длины. Необходимо отметить местами сильную хлоритизацию рассланцованных пород, местами выливающуюся в образование пород, состоящих из чистого хлорита с редкими линзочками и прожилками кварца. Иногда в этих хлоритовых породах встречаются большие скопления крупных кристаллов магнетита (Белореченское м—е). Хлоритовые породы, может быть, представляют измененные термальными процессами участки основных горных пород (пироксениты, змеевики); последние часто встречаются в рудоносном комплексе. На возможность такого изменения указывают Дюпарк и Сигг [2]) в своей работе по медным месторождениям Сысертского округа. Интересно отметить присутствие в рудных телах Белореченского месторождения асбеста. Наиболее богаты этим минералом участки руды, прилегающие к хлоритовой породе. Процесс серицитизации и окварцевания тесно связаны с пиритизацией пород. Интересно отметить в серицитовых сланцах апатит, образовавшийся одновременно с пиритом и серицитом. Кристаллы апатита, так же как пирит, обволакиваются чешуйками серицита и сопровождаются кварцем. Эпидотизация, повидимому, является процессом более поздним, чем серицитизация и пиритизация.

Еще значительнее проявление динамометаморфизма и связанного с ним зеленокаменного изменения горных пород рудоносного комплекса в Сысертском округе. Дюпарк и Сигг [3]) указывают, что рудоносный комплекс здесь состоит из диабазов различной зернистости, различных порфиритов и зеленых сланцев, но из микроскопических описаний этих авторов следует, что в большинстве случаев отнесение горных пород к тому или другому типу затруднительно и спорно, благодаря сильному их изменению. Цветной минерал всегда нацело замещен вторичными минералами. Основные плагиоклазы сохраняются чрезвычайно редко. Часто не сохраняется первичная структура. Из осадочных пород ими указываются кристаллические известняки. Кроме того, среди пород рудоносного комплекса встречаются отдельные выходы змеевиков и гранита. Повидимому, продуктом изменений, связанных с процессами рудообразования, являются белые серицитовые сланцы, указываемые Дюпарком и Сигг для Дегтярского место-

[1]) В. М. Дервиз. «О геологических исследованиях в Гороблагодатском районе в 1923—24 г.». Изв. Геол. Ком. Т. 43, № 10, 1924 г., стр. 1439.

[2]) В. В. Никитин. «Геологические исследования центральной группы дач Верхне-Исетских заводов, Ревдинской дачи и Мурзинского участка». Тр. Г. К. Нов. Сер. Вып. 22, 1907 г.

[3]) «Медные месторождения в Сысертской даче на Урале». Тр. Геол. Ком., Нов. Сер. Вып. 101, 1914 г.

рождения. Эти сланцы наблюдались автором и в месторождении Зюсь-Элга, в контакте с рудным телом.

Особенно сильным изменениям подверглись горные породы рудоносного комплекса в Кыштымской даче. По Stikney[1]), рудоносный комплекс Соймоновской долины представляет сильно динамометаморфизованные осадки девона (кристаллические известняки, известковистые сланцы и кварциты), переслаивающиеся с чрезвычайно сильно метаморфизованными, изверженными горными породами превращенными в уралитовые, цоизитовые, актинолитовые и др. сланцы. Эти сланцы заключают несколько параллельных зон еще более сильно рассланцованных и перемятых пород, состоящих из хлорита и эпидота.

Кроме того, в этой сложной серии горных пород заключены интрузии, различных размеров и формы змеевиков, а также дейки габбро, диабаза и диорита. Некоторые из полос, сильно рассланцованных хлоритово-эпидотовых пород, заключают рудные тела тогда, как другие несут лишь густую вкрапленность сульфидов. По Stikney хлоритово-эпидотовые сланцы образовались из уралитовых сланцев, которые в некоторых зонах, вследствии сильной рассланцованности и разбитости, сделались более проницаемыми для минерализованных растворов. Хлоритово-эпидотовые сланцы подвергаются дальнейшим изменениям, выражающимся в замещении железисто-магнезиальных силикатов серицитом и кварцем, при этом происходит осветление породы и превращение ее в шелковистые белые сланцы. Эти изменения постепенно увеличиваются в направлении к рудному телу.

Итак, мы видим поразительное однообразие в петрографическом составе рудоносного комплекса, на протяжении всего восточного склона Урала. Это однообразие сильно усложняется и затушевывается позднейшими изменениями, которые проявились в отдельных частях Урала с различной интенсивностью. Эти изменения горных пород рудоносного комплекса можно свести к следующим трем: 1) динамометаморфизм и связанное с ним зеленокаменное изменение; 2) термальные изменения поствулканической фазы кислой интрузии; 3) изменения, связанные с процессами рудообразования. Рудный метаморфизм часто тесно связан с предыдущей группой изменений.

Особенно сильно измененными и сложными являются те части рудоносного комплекса, где присутствуют одновременно все три группы изменений и где один процесс изменения накладывался на другой.

Форма и строение рудных тел.

Рудные тела колчеданистых месторождений имеют, большей частью, жилообразную форму. Приписываемая им линзообразная или чечевицообразная форма, повидимому, не всегда отвечает действительности, хотя необходимо оговориться, что форма колчеданистых месторождений до сих пор еще очень мало изучена. Данные алмазных скважин дают, несомненно, лишь грубую схему, очень часто совершенно не подтверждающуюся дальнейшими очистными горными работами (м—е ш. Василич). Рассматривая размеры рудных тел Уральских колчеданистых месторождений, мы видим, что длина рудных тел промышленных месторождений нормально колеблется около 200 метров, достигая максимума 450 метров (Сталинское м—е); мощность колеблется еще в бо́льших пределах и равна, в среднем для работающихся месторождений 15 метрам; максимальная мощность—75 метров (Компанейское м—е). Что же касается глубины, то в общем все месторождения как-будто бы имеют тенденцию к выклиниванию с глубиной. Наблюдающиеся частые пережимы и раздувы рудного тела как по простиранию, так и по падению не дают основания категорически утверждать о выклинивании рудных тел с глубиной, тем более, что максимальная глубина, достигнутая подземными горными работами, едва достигает 250 метров (Калата, Конюховское), а алмазными буровыми скважинами—400 с небольшим метров. Рудные тела, как и включающие их породы, имеют меридиональное, или близкое к нему простирание. Падение рудных тел, обычно, восточное, но некоторые месторождения имеют западное падение (Левиха, Ново-Левинское). Падение рудных тел непостоянно не только для разных месторождений, но даже для одного рудного тела, при чем изменение падения, обычно, плавное, реже наблюдаются резкие изгибы. Падение у рудных тел колеблется в пределах от 55 до 75°, иногда меньше, очень редко больше. Западные падения, обычно, крутые. Рудные тела имеют склонение, при чем неодинаковые для разных месторождений. Так, например, Калатинская группа месторождений имеет южное склонение, Карпушинская группа месторождений характеризуется северным склонением. Рудные тела имеют более простую форму, будучи заключенными в серицитовых, хлоритовых и др. сланцах. Здесь очень часто рудное тело представляет чередование раздувов и пережимов как по простиранию, так и по падению, при чем сланцы как бы обтекают

[1]) «The pyritic Copper deposits of Kysthym, Russia». Ec. G., Vol. X, № 7, 1915.

рудное тело, изменяя свое простирание и падение, в зависимости от его формы. Причиной этого обтекания, повидимому, является горообразующее давление, под влиянием которого сланцы могли находиться в пластическом состоянии. Частично этим давлением может быть об'яснено образование белых глин, по контакту рудного тела со сланцами. При таком толковании, белые глины являются продуктом перетирания серицитовых сланцев в контакте с рудным телом. В сланцах рудные тела, обычно, вклиниваются кверху, при этом разветвляются на ряд прожилков, заключенных в сильно окварцованных и густо пиритизированных сланцах. Выклиниваясь по простиранию, рудное тело очень часто постепенно переходит в густую вкрапленность сульфидов в белой сланцевой глине. Границы рудного тела и сланцев часто резкие, но иногда наблюдаются постепенные переходы через зону густой вкрапленности. Совсем другой характер имеют рудные тела, заключенные в плотных, массивных или грубо сланцеватых породах (порфириты, порфиры). Здесь рудное тело, обычно, имеет жилообразную форму. Интересно отметить, что эти рудные тела часто отличаются от предыдущих химическим характером, являясь более богатыми медью и очень богатыми цинком.

Ограничения рудного тела очень часто зависят от простирания и падения плоскостей отдельностей, которыми разбиты включающие рудное тело породы. Иногда чрезвычайно усложняют изучение формы рудного тела, заключенные в последнем, большие глыбы порфиритов и других пород. Эти глыбы обычно массивны и разбиты трещинами отдельностей. По контакту с рудой они окаймлены зоной сильно сланцевых голубовато-зеленых, сильно хлоритизированных пород. В местах выклинивания эти жилообразные рудные тела очень часто ограничиваются поверхностью, имеющей вид свода. По контакту с вмещающими рудное тело массивными породами здесь наблюдается такая же зона сланцеватых, хлоритизированных пород. В некоторых месторождениях отдельные части рудного тела заключены в различных породах, одна часть заключена в сланцах, другая в массивных породах и это резко сказывается на характере формы рудного тела.

Рудные тела, как и включающие их породы, подверглись различным изменениям. В них так же, как у массивных горных пород, наблюдаются три системы трещин отдельностей, которыми рудное тело разбито на параллелепипеды. Во включающих рудные тела породах эти трещины часто бывают заполнены кварцевыми жилами [1]), но автору нигде не приходилось наблюдать заполнения этими жилами трещин в руде. Между прочим, кварцевые жилы очень часто наблюдаются по контакту рудного тела с породами висячего и лежачего бока.

По трещинам рудного тела местами произошли смещения отдельных его частей, повлекшие за собой образование зон перетирания и раздробления руды. Эти зоны часто заключают глину белого и зеленого цвета, являющуюся продуктом перетирания обломков горных пород, захваченных при смещении. В некоторых месторождениях (Калатинские и Соймоновские) результатом смещений отдельных частей рудного тела явилось образование многочисленных «зеркал скольжения», достигающих иногда очень больших размеров. Иногда наблюдаются зоны сильного раздробления и перетирания руды в висячем и лежачем боку рудных тел (Карпушиха). Рудные тела в периферических частях, а иногда вблизи «зон раздробления» руды обладают сланцеватой текстурой. Особенно часто такие текстуры наблюдаются у руд, состоящих существенно из пирита. Наоборот, цинковые руды большею частью массивны и лишь разбиты трещинами отдельностей. То же самое можно сказать про руды с полосатой структурой, которые иногда бывают очень сильно разбиты трещинами и раскалываются последними на тонкие плиточки. Интересно отметить, что плиточки почти всегда ориентированы вкрест простирания полосчатости.

Очень редко колчеданистое месторождение состоит из одного рудного тела, значительно чаще последних бывает несколько. Иногда два резко обособленных на верхних границах рудных тела сливаются в глубине в одно и, наоборот, такие же явления наблюдаются над целым рядом рудных тел. В пространственном расположении рудных тел наблюдаются некоторые закономерности. Так, интересные закономерности наблюдаются у Калатинской группы месторождений [2]) Начиная от шахты Рюминской и Толстопятовской, каждое следующее к северу месторождение отступает несколько к северо-востоку, а не находится на непосредственном продолжении предыдущего. Длинные оси всех этих месторождений имеют склонение к югу. В то же время у собственно Калатин-

---

[1]) Интересно отметить, что чаще всего заполняются трещины, имеющие широтное простирание.

рудных месторождений Урала». Техн.-Экон. Сборник «Урал». 1922 г. вып. 4, стр. 40.

[2]) Кузнецов, Н. П. и Тарасов, К. Е. «Запасы медных руд и описание медно-

ского месторождения [1]) каждое следующее к северо-востоку рудное тело начинается на бо́льшей глубине и в том же направлении уменьшается в размерах. Еще очень мало данных для решения генезиса этих явлений. Возможно, они являются следствием дисклокационных явлений типа «гемитропного сдвига», описанного Дюпарком и Сигг [2]) для Зюс Эльгинского месторождения. Необходимо еще отметить некоторые закономерности в расположении рудных тел Карпушинской группы месторождений. Рудные тела здесь приурочены к контакту серицитовых сланцев и массивных порфиритов, местами заходя в последние, что отчетливо видно из данных алмазного бурения.

Минералогический очерк.

Минералогический состав рудных тел колчеданистых месторождений не является постоянным как для разных, так и для одного и того же рудного тела. Он часто подвергается большим вариациям.

В химико-минералогическом характере руд наблюдаются некоторые закономерности, о которых будет сказано ниже. Наиболее распространенными являются руды, состоящие преимущественно из пирита. Большие количества идиоморфных кристаллов последнего заключены в массе, состоящей, главным образом, из кварца, медного колчедана и цинковой обманки. Из прозрачных минералов часто встречается также серицит, значительно реже хлорит. В некоторых месторождениях обнаружен еще альбит [3]) и турмалин [4]). Количество пирита, обычно, очень велико и зерна других минералов заполняют пространства остающиеся свободными между кристалами пирита. Нередко они образуют вид прожилков, прорезающих массу пирита. Количество медного колчедана очень невелико. Цинковая обманка встречается еще реже. Содержание меди в этих рудах редко выше 3—3,5%. Очень часто значительно ниже. Микроскопически эти руды большей частью равномерно-зернисты, но иногда наблюдаются прожилки более крупно-кристаллического пирита. Последний, сопровождаясь кварцем, реже другими минералами, прорезает сетью прожилков мелкозернистый аггрегат пирита, медного колчедана и других минералов. Иногда эти руды содержат прослойки серицитовых сланцев. Особенно часто это наблюдается у руд с низким содержанием меди. Здесь часто наблюдается тонкое чередование прослойков руды и сланца. Иногда последние образования в лежачем боку постепенно переходят в сланцы, с густой вкрапленностью пирита. Обыкновенно эти руды массивны и разбиты трещинами отдельностей. Иногда они в бо́льшей или меньшей степени сланцеваты и напоминают по внешнему виду пиритизированные серицитовые сланцы. Значительно ме́ньшим распространением пользуются руды, характеризующиеся большим содержанием цинка. Здесь главенствующим минералом является цинковая обманка, то бедная железом, и в таком слу́чае полупрозрачная (редко прозрачная), светло-желтовато-зеленая, то богатая железом и тогда коричневая или даже черная. Между этими крайностями, повидимому, имеются все переходы. Интересно отметить присутствие в Карпушинской цинковой обманки кадмия в количестве 0,299% [5]).

Цинковая обманка заключает небольшое количество мелких выделений других минералов. Из последних чаще всего встречается пирит, обычно, в виде сильно корродированных кристаллов. Затем, мелкие, неправильной формы, выделения медного колчедана, теннантита, свинцового блеска и кварца. Из других прозрачных минералов большую роль играет барит. Последний нередко, в виде довольно больших скоплений, заключен в массе цинковой обманки. Затем, встречается серицит, апатит и хлорит, реже ковеллин и халькозин; два последние, в виде тонких прожилков и каемок. Руды эти обычно массивны и разбиты трещинами, часто с хорошо выраженными плоскостями отдельностей.

Еще реже встречаются руды с превалирующим содержанием медного колчедана. Они часто тесно связаны с пиритовыми и цинковыми ру́дами постепенными переходами. Здесь, кроме медного колчедана, встречается пирит также в виде идиоморфных кристаллов, но корродированных в меньшей степени, чем в цинковой обманке. Присутствует в небольшом количестве, в виде неправильной формы выделений, цинковая обманка. Реже встречается свинцовый блеск и теннантит. Очень часты вторичные минералы: ковеллин и халькозин в виде тонких

---

[1]) Городецкий, П. И. «О Калатинском месторождении серного медного колчедана». Урал. Техн. ,1925, № 1, стр. 21—35.

[2]) «Медные месторождения в Сысертской даче на Урале». Тр. Г. К. Нов. Сер. Вып. 101, 1914 г.

[3]) По устному сообщению А. Х. Иванова.

[4]) По устному сообщению Е. А. Кузнецова.

[5]) Сырокомский, В. С. «Присутствие кадмия в Уральских цинковых рудах». Ур. Техн. 1925 г. № 8, стр. 51—53.

прожилков и каемок. Из прозрачных минералов чаще всего встречается кварц, в виде прожилкообразных выделений. Реже встречается серицит и хлорит.

Очень небольшим распространением пользуются руды, существенно состоящие из борнита, теннантита и цинковой обманки. Присутствует в меньшем количестве медный колчедан. Пирит встречается очень редко в виде идиоморфных, обычно, очень крупных (до 0,5 *см*) кристаллов. Констатирован также свинцовый блеск, а из прозрачных минералов: кварц, барит, серицит, реже хлорит и апатит. Эти руды обладают интересными микроструктурами. В участках с преобладающей цинковой обманкой, последняя представляет основную массу, прорезанную прожилкоподобными выделениями борнита и теннантита. Местами эти прожилкоподобные выделения как бы разрываются на отдельные зерна, а в других участках они настолько расширяются, что представляют из себя основную массу, с мелкими зернышками (часто с идиоморфными гранями) цинковой обманки. Хотя нужны еще дальнейшие исследования, но уже и сейчас трудно приписывать описанным рудам образование, связанное с процессами вторичного сульфидного обогащения. Борнито-теннантитовые руды обычно связаны с цинковыми, но особенно тесно с полосатыми рудами.

Изучение [1]) последних дало возможность выделить следующие три типа: 1) руды полосатые, структуры которых обусловлены скоплением в полосы кристаллов пирита в основной массе, состоящей из цинковой обманки; 2) руды, полосатая структура которых обусловлена чередованием полос медного колчедана и цинковой обманки; присутствующий здесь пирит распределен по всей руде равномерно; 3) смешанный тип: присутствуют первые два типа одновременно. Полосатая структура обусловлена, с одной стороны, чередованием полос медного колчедана и цинковой обманки, с другой стороны, присутствующий здесь пирит концентрируется в самостоятельные полоски в какой-нибудь одной из полос, или в обеих одновременно, и независимо друг от друга. Полосатые руды являются довольно распространенными среди колчеданистых месторождений, но типичные полосатые структуры обычно наиболее резко выражены в периферических частях рудного тела.

Повидимому, различные полосатые структуры имеют разный генезис. С одной стороны, мы имеем первичные полосатые структуры, образовавшиеся путем дифференциации рудного материала, классификация руд с такими структурами приведена выше; с другой стороны, полосатые структуры могли образоваться под влиянием вторичных процессов изменения руд. Наконец, может быть, часть полосатых руд образовалась путем последовательного метасамотического замещения сланцев растворами, вероятно, постепенно менявшимися в составе. Такого взгляда на генезис придерживается Stikney [2]) для руд Соймоновской долины.

Все описанные руды содержат золото и серебро, первое, возможно, в виде изоморфной подмеси находится в пирите. Серебро, повидимому, изоморфно связано с галенитом и теннантитом, хотя не исключена возможность нахождения аргентита. Что касается закономерностей в распределении минералов в различных частях одного рудного тела, то необходимо отметить, что, благодаря слабой изученности этого вопроса, трудно делать какие-нибудь общие выводы. Для очень многих месторождений наблюдается обогащение медью висячего бока и, наоборот, обеднение ею лежачего бока. Очень часто обогащены медью места выклинивания рудных тел за счет образования вторичных минералов халькозина и ковеллина. Интересно отметить концентрацию в периферических частях рудного тела, особенно в верхних частях и висячем боку, цинковой обманки (м—е ш. Василич). Stikney [1]) для Соймоновских месторождений указывает постепенное увеличение от центра к периферии рудных тел неметаллических составных частей (SiO_2, Al_2O_3 и $BaSO_4$) и соответственное уменьшение пирита. Затем, указывает, что *Au* и *Ag* достигают минимума в средней части рудного тела, постепенно увеличиваясь по направлению к концам. То же самое им усматривается для меди и цинка с оговоркой, что в самых концах рудного тела содержание этих двух металлов резко падает.

Очень интересные закономерности наблюдаются в химико-минералогическом характере руд западной и восточной колчеданоносных полос. Рудные тела восточной колчеданоносной полосы, в северной части среднего Урала, сложены исключительно пиритовыми рудами. Руды цинковые и борнито-теннантитовые здесь совсем не встречаются. Руды существенно состоящие из медного колчедана встречаются редко. Полосатые руды, хотя и встречаются, но полосатая структура здесь, обычно, не очень ясно выражена. Пиритовые руды встречаются также в месторождениях западной колчеданоносной полосы, но уже не играют

[1]) Е. Е. Захаров. «Первичные полосатые структуры колчеданистых руд восточного склона Урала». Тр. Инст. Прикл. Минерал. Вып. 32. Москва, 1926 г.

[2]) «The pyritic Copper deposits of Kyshtym, Russia». Ec. G., Vol. X, № 7, 1915.

такой доминирующей роли, как в месторождениях восточной полосы. Среди месторождений западной полосы встречаются рудные тела как состоящие исключительно из пиритовых руд, так и такие, где наряду с пиритовыми рудами встречаются цинковые и богатые медным колчеданом руды. Наконец, редко встречаются рудные тела, состоящие из цинковых, теннантитово-борнитовых и полосатых руд. Последние, обычно, тесно связаны с цинковыми рудами. Борнито-теннантитовые руды в западной полосе имеют тоже очень небольшое распространение. Итак, мы видим, что восточная полоса характеризуется бедными медью и несодержащими цинка рудами, существенно состоящими из пирита. Такой характер этих руд позволяет назвать их монометаллическими. Совсем другой характер имеют рудные месторождения западной полосы. Наиболее ярким представителем является Карпушинская группа месторождений. Здесь наблюдается большое содержание цинка и меди; присутствуют свинец, серебро и золото. Последних двух металлов больше, чем в месторождениях восточной полосы. Необходимо отметить местами большое содержание мышьяка. Таким полиметаллическим характером обладают и другие месторождения этой полосы. Так, руды Сан-Донато по анализам кернов скважин содержат цинка до 16%, а меди в среднем для рудных тел $A = 7{,}10\%$, $B = 13{,}2\%$ и $C = 3{,}5\%$ [1]). Микроскопическое изучение этих руд показывает большое сходство с Карпушинскими. Левихинские месторождения, не содержащие совершенно цинка в верхних горизонтах, обнаружили большое его содержание (до 17%) на глубине 75 метров для Левихи первой (скв. № 101) и до 16,5% Zn для Левихи второй на глубине около 60 метров (скв. № 103). Месторождения Богомоловской группы обладают менее резко выраженным полиметаллическим характером, что, повидимому, об'ясняется недостаточным количеством сведений об этих месторождениях. Здесь, кроме уже известных рудных тел, преимущественно состоящих из пирита, не исключена возможность нахождения рудных тел, состоящих, главным образом, из цинковых и других руд. Имеющиеся данные химических анализов руд из кернов скважин местами показывают большое содержание цинка, до 22% (скв. № 8). Насколько ясно прослеживается химический характер полос в северной части среднего Урала, настолько он неясен для его центральной и южной частей. По химическому характеру Сысертские месторождения (Зюс-Элга и Дегтярка) мы должны отнести к восточной полосе монометаллических месторождений. Что же касается Соймоновских месторождении, то хотя в них присутствует цинк, иногда до 4%, все же в общем эти руды имеют монометаллический характер. В них необходимо отметить присутствие мышьяка, иногда в большом количестве (Американское месторождение). В последнем месторождении он в виде теннантита встречается как в самой руде, так и в виде тонких прожилков, заполняющих трещины отдельностей, которыми разбито рудное тело. Необходимо остановиться на почти неизвестном в литературе Кузнечихинском месторождении, руды которого, повидимому, могут быть отнесены к полиметаллическим. Собранные автором летом 1926 г. образцы руды из отвалов этого месторождения (разведки велись англичанами перед революцией и были остановлены гражданской войной) очень сильно напоминают руды верхних горизонтов ш. Василич. Изучение шлифов из Кузнечихинских руд показывает большое количество зерен неправильной формы свинцового блеска, цинковой обманки и медного колчедана, в основной массе, состоящей из барита. К сожалению, материалов по разведке этого месторождения, кажется, не сохранилось. Полоса колчеданоносных пород, на которых находится Кузнечихинское месторождение, выклинивается на юге у горы Егозы, а на севере проходит через всю Каслинскую дачу, где шурфовочными работами обнаружен целый ряд месторождений бурого железняка, являющихся, возможно, железными шляпами. Далее, к северу положение этой полосы неясно, возможно, она срезается большой северо-западной дислокационной линией. Чрезвычайно сложное, в тектоническом отношении, строение центральной части среднего Урала, особенно части его, находящейся против Уфимского горста, не позволяет делать сколько-нибудь твердых заключений, без детальной геологической основы. Все же в виде гипотетического предположения можно рассматривать Кузнечихинскую полосу, как аналог Карпушинской.

Южно-Уральские Таналык-Баймакские месторождения обладают более резко выраженным полиметаллическим характером. А. Н. Заварицким [2]) здесь тоже выделяется по химико-минералогическому характеру два типа месторождений, между прочим, эти два типа так же, как и на севере, характеризуются особой формой рудных тел. Первый тип руд месторождения Юлалы, Семеновское и др. представляет массивный зернистый аггрегат пирита, иногда с полосчатой структу-

[1]) Кузнецов, Н. П. и Тарасов, К. Е. «Запасы медных руд и описание медно-рудных месторождений». Техн.-Экон. Сб. «Урал». Вып. 4, 1922 г., стр. 24—29.

[2]) А. Н. Заварицкий. «Таналык-Баймакский меднорудный район». Горное Дело. Т. I. 1920 г. Приложение № 4.

рой, с небольшой примесью других сульфидов (*Cu*, *Zn* и *Pb*) и с очень небольшой примесью жильных минералов: кварца, барита и серицита. Во втором типе (месторождение Уваряжского рудника и др.) жильным нерудным минералом является барит, входящий в состав руды в значительно бо́льшем количестве, чем в месторождениях первого типа и нередко являющийся преобладающим. Из сульфидов, количество пирита заметно убывает, но зато возрастает количество медного колчедана, цинковой обманки и галенита. Структура жильного выполнения массивная; распределение минералов в руде иногда неравномерное, а иногда полосчатое. Уже Заварицкий находил сходство между рудами Юлалы и Кыштымско-Калатинскими. Наше краткое описание позволяет дополнить к этому поразительное сходство по составу и форме рудных тел западной колчеданоносной полосы (Карпушиха, Левиха, Сан-Донато и др.) с полосой Уваряжского рудника. Более резко выраженный полиметаллический характер месторождений типа Уваряжского рудника, возможно, об'ясняется более высокими, по сравнению с Карпушихой и др., горизонтами, что вполне согласуется с принятыми воззрениями о постепенном погружении осей складок в южном и северном Урале.

Вторичные изменения в месторождениях.

Колчеданистые месторождения, впоследствии эрозии выходят на земную поверхность и в таком случае, обычно, подвергаются в большей или меньшей степени поверхностному изменению. Процессы поверхностного изменения этих месторождений, в совокупности, образуют так называемую железную шляпу. Последнее образование имеется почти у всех колчеданистых месторождений Урала и местами достигает большой мощности. Следующая таблица дает представление о глубине зоны окисления у главнейших колчеданистых месторождений Урала.

Название месторождений.	Мощность зоны окисления.
Компанейское	19 метров.
Ново-Левинское	не > 12 »
Обновленное	15—17 »
Белореченское	12 »
Конюховское [1])	до 10 »
Смирновское [1])	» 12 »
Сталинское [1])	» 3 »
Тубе	64 метра.
Юлалы	38 метров.
Уваряжское	23 метра.

Мощность простирания и падения железной шляпы различны для отдельных колчеданистых месторождений. Глубина залегания и минералогический состав железной шляпы зависит от местных условий нахождения данного месторождения, рельефа местности, от которого зависит уровень и режим грунтовых вод, климата, характера боковых пород и т. д.

К сожалению, до сих пор железным шляпам Уральских колчеданистых месторождений чрезвычайно мало уделялось внимания, и минералого-химический состав, их структура, а также вообще процессы поверхностного изменения колчеданистых месторождений являются почти совершенно неизученными. Между тем, кроме громадного теоретического интереса который представляет изучение этих процессов поверхностного изменения (особенно в связи с последними успехами коллоидальной минералогии), это изучение представляет также и большое практическое значение. Детальное изучение продуктов поверхностного изменения колчеданистых месторождений даст возможность установить типы железных шляп Урала. Последнее окажет неоценимую услугу при определении характера месторождения по продуктам поверхностного изменения, вскрываемого разведочными работами. В настоящее время грубо намечается три типа железных шляп для Уральских колчеданистых месторождений, а именно:

1) Железная шляпа, главной составной частью которой является лимонит, окрашенный в бурый цвет различной степени интенсивности от светло-бурого до красно-бурого. Лимонит, более или менее чистый, плотный или скорлуповатый, пористый и натечный. Иногда среди массы бурого железняка наблюдается гидрогематит, в виде землистых налетов. Очень часто наблюдаются прожилки и включения пористого кварца. По Заварицкому [2]) очень часто обломки лимонита сце-

[1]) Данные приведены по Stikney, по Гернеру («Выветрелые выходы медистого колчедана». Зап.-Урал. О-ва Л. Е. Т. XXXIV, вып. 1—2 за 1914 г.); Конюховское месторождение имеет зону окисления до глубины 200 фут., а Сталинское—в болоте 5 фут., а на холме 60 фут.

[2]) А. И. Заварицкий, l. cit.

ментированы непрозрачным гематитовым веществом, но местами, наоборот, кусочки последнего служат центрами отложений лимонита. Как правило, эти бурые железняки содержат золото и серебро. Первого иногда содержится такое количество, что некоторые месторождения бурого железняка на Урале разрабатывались ранее, как золотые (Белореченское, Треуховское, Зюсь-Элга и др.). Обычно с глубиной эти бурые железняки обогащаются серой и в таком случае, если месторождение работалось, как железное, они становились негодными для дальнейшей эксплоатации. Последние три признака: золотоносность, содержание серебра и серы с несомненностью указывают, что эти бурые железняки образовались путем поверхностного изменения серных колчеданов, так как золото и серебро первично всегда заключается в последних, сера же прямо указывает на связь бурого железняка с серным колчеданом. Благодаря плохой изученности железных шляп, почти не известен характер медных и цинковых минералов окисленной зоны. Заварицким в работе о Таналык-Баймакском районе указывается, что в месторождениях полиметаллического характера, кроме лимонита, встречен малахит, азурит, линарит, церуссит, англезит и др. Железная шляпа обычно сопровождается глинисто-тальковыми сланцами и глинами интенсивно окрашенными железистыми растворами. Так как простирание колчеданистых месторождений приблизительно меридиональное, то и выходы бурых железняков обычно вытянуты в полосы такого же направления.

2) Железная шляпа представляет, чрезвычайно интенсивно-окрашенные железистыми растворами, белые серицитовые, тальковые и «зеленые» сланцы, с густой вкрапленностью кубиков лимонита, часто скопляющейся в полосы. Местами процесс этого скопления идет дальше, и мы имеем линзочки бурого железняка. Кубики лимонита представляют псевдоморфозы по пириту. Такая железная шляпа может образоваться за счет поверхностного изменения полос интенсивной вкрапленности сульфидов в вышеуказанных сланцах. Вкрапленность сульфидов местами скопляется в небольшой мощности (менее 0,25 м) линзочки колчедана, которые при поверхностном изменении дают линзочки бурого железняка. Такая железная шляпа может образоваться за счет поверхностного изменения верхних частей колчеданистых месторождений, представляющих очень часто чередование тонких прожилков руды с прослойками пиритизованных сланцев. Относительно условий залегания, золотоносности, содержания серебра и серы железной шляпы этого типа можно сказать то же, что и в предыдущем случае.

3) Первые два типа могут служить в большей или меньшей степени надежными признаками для нахождения колчеданистых месторождений. Этого нельзя сказать про третий тип, представленный по существу «псевдожелезными шляпами». Это интенсивно окрашенные железистыми растворами различные сланцы и глины, при чем иногда наблюдается чередование полос бо́льшей и меньшей интенсивности этого окрашивания, иногда же в распределении последнего трудно подметить какую-нибудь закономерность. Часто среди этих глин встречаются обломки различных размеров и неправильной формы (иногда окатанные) бурых железняков. Такого рода «псевдожелезная шляпа» может образоваться путем размыва и переноса охристых глин и обломков бурых железняков первых двух типов. Поэтому, внимательно изучая рельеф местности по этим «охристым» образованиям, можно притти к настоящей железной шляпе.

Необходимо еще отметить интересные образования, встречающиеся в нижних зонах железной шляпы первого и второго типов некоторых месторождений. Это — кварцевые пески с обломками бурого железняка (Левиха). Поскольку эти образования являются еще не изученными, трудно говорить об их происхождении.

В некоторых месторождениях в зоне поверхностного изменения наряду с бурым железняком в строении железной шляпы участвуют глины. При чем иногда последние играют превалирующую роль (Обновленный рудн.). Белые глины, как показывают наблюдения над работающимися месторождениями, представляют образования, залегающие в контакте рудного тела с боковыми породами или же служат продолжением выклинивающегося рудного тела, как по простиранию, так и по падению. Эти глины, при поверхностном разрушении месторождения, могли накопляться до очень больших размеров тем более, что их составные части трудно подвергаются дальнейшему разложению.

Эти образования, большей частью, состоят из мельчайших зернышек кварца, каолинитовых веществ, серицита и др. Глины часто жирны наощупь, что обусловлено, повидимому, присутствием талька. Они очень часто пестро окрашены в желтые, зеленые, красные, синие и др. цвета, при чем красные иногда содержат скопления плотного вещества обычно более темно-красного цвета (может быть ярозит?). Часть глин несомненно является аутохтонного происхождения из первичных пород (порфиры, альбитофиры), измененных поствулканическими процессами. За аутохтонное происхождение этих глин говорят оставшиеся в этих образованиях кварцевые жилы, раздробленные и разбитые, но сохра-

няющие вполне тот же характер, как и в неизменных породах и переходящие непосредственно из последних в первые.

В некоторых колчеданистых месторождениях в зоне поверхностного изменения получают широкое развитие баритовые пески, состоящие, главным образом, из барита и кварца (Шайдуриха, Кузнечиха и др.). Генезис их связывают с процессами поверхностного изменения верхних частей баритосодержащих колчеданистых месторождений, где вследствие выщелачивания пирита и др. сульфидов происходит местное обогащение зернами барита и кварца, как минералов, трудно подвергающихся изменению. Эти пески, оказавшись потом вблизи поверхности, могут смываться и переноситься текучими водами и отлагаться по склону и в отрицательных элементах рельефа, почему и не могут являться надежными признаками при поисках колчеданистых месторождений.

Железная шляпа у многих колчеданистых месторождений Урала сменяется внизу зоной рыхлой руды, называемой в практике «колчеданом сыпучкой». Это *скопление мелких, редко крупных, кристаллов пирита и небольшого количества* мелких зерен кварца и барита. Иногда все цементируется белым, жирным наощупь, минералом (стеатитом). Руда имеет очень неплотную консистенцию и легко рассыпается в руках. Зона этой рыхлой руды имеет небольшую мощность и ниже переходит в плотную первичную руду. Мощность зоны выщелачивания непостоянна у различных месторождений, как это видно из следующей таблицы:

Название месторождений.	Мощность зоны выщелачивания.
Компанейское	0,5—1 метр.
Ново-Левинское	4 —5 метров
Калатинское	около 13 »
Обновленное	» 6 »
Конюховское	» 10 »
Смирновское	» 10 »
Сталинское	» 7 »

Поверхность зоны рыхлой руды имеет очень часто выпуклую форму и образует карманы по контакту плотной руды и породы. Образование этой зоны, повидимому, обусловлено интенсивным выщелачиванием медного колчедана, цинковой обманки и др. минералов, которые цементируют, в первичных рудах, идиоморфные кристаллы пирита. Как уже указывалось выше, в некоторых месторождениях (Кыштым, Левиха) между железной шляпой и зоной выщелачивания находится зона баритовых (реже кварцевых) песков.

Процессы вторичного сульфидного обогащения выражаются лишь в небольшом обогащении ковеллином, халькозином, реже борнитом первичной руды. Эти вторичные минералы, обычно, встречаются в виде тонких каемок и прожилков по медному колчедану и цинковой обманке.

Явления замещения иногда протекают по определенным кристаллографическим направлениям, образуя скелетные прорастания халькопирита халькозином [1]). Явления замещения наблюдаются, большой частью, в местах сильной раздробленности боковых пород, а также в местах выклинивания рудных тел по простиранию и по падению. Затем, обогащение вторичными минералами (Cu_2S, CuS и др.) наблюдается в зонах раздробления и перетирания руды и в участках руды, *прилегающих к заключенным в ней глыбам массивных пород и прослоям сланцев.* Иногда обогащение ковеллином настолько сильно, что руда в контакте с боковыми породами принимает темно-синюю, часто черную окраску и рыхлую консистенцию. Иногда между породами висячего бока и рудой в контактовой зоне, представленной белыми сланцеватыми глинами, заключены обтертые куски руды черного цвета, являющиеся сильно обогащенными ковеллином обломками первичной руды. Зона богатой ковеллином руды имеет максимальное развитие в висячем боку, но и здесь она редко достигает 0,5 метра, а обычно 0,2—0,3 метра и заходит карманами в массивную первичную руду. В серицитовых сланцах лежачего бока, а также в прослоях сланца в части рудного тела, прилегающей к лежачему боку, иногда наблюдается большое количество прожилков, состоящих из медного колчедана, борнита и ковеллина.

Генезис.

В заключение остановимся на генезисе Уральских колчеданистых месторождений. Эти месторождения еще настолько мало изучены, что в настоящее время не может быть и речи о каких-нибудь определенных и твердых выводах относительно их генезиса. Можно наметить лишь некоторые основные вопросы,

[1]) Захаров. «Явления замещения халькопирита халькозином в рудах из Карпушинского и Ежевского рудн. в В.-Тагильск. даче на Урале». «Минеральное Сырье» № 2, 1926 г.

ответы на которые дадут возможность подойти к разрешению этой чрезвычайно сложной проблемы. Самым кардинальным вопросом является, связаны ли эти месторождения с кислой или основной магмой. Из имеющихся в литературе взглядов различных авторов на генезис Уральских колчеданистых месторождений, большинство связывает последние с интрузией кислой магмы. Так, В. В. Никитин [1]) рассматривает Калатинское месторождение «как результат своего рода пневматолиза, но при невысокой температуре». Самойлов [2]) говорит, что генезис Соймоновских месторождений сводится к деятельности термальных источников, связанных с прорывом гранитной магмы. Дюпарк и Сигг [3]) генезис Дегтярского месторождения приписывают проникновению минеральных термальных растворов в толщу сланцев. Происхождение самих растворов они связывают с гранитной интрузией. Но в той же работе [3]) эти авторы связывают генезис Зюсь-Эльгинского месторождения с интрузией основной магмы. Они говорят, что основная глубинная магма принесла с собой в растворе сернистые соединения; последние при контакте магмы с кровлей подвергаются периферической концентрации. Когда эта магма вторгается в кровлю, то, очевидно, продукты этой первичной концентрации выделяются первыми; и если кровля образована зелеными сланцами, то механизм вторжения в них будет аналогичен механизму, образующему пегматитовые линзы. Такое толкование генезиса колчеданистых месторождений вполне согласуется с принятыми взглядами на сульфиды, как дифференциаты основной магмы. Не входя в подробное рассмотрение этого вопроса, отметим лишь, что присутствие сульфидов меди и железа, в виде акцессорных минералов, в габбро и в меланократовых основных породах Урала — очень распространенное явление. В то же время необходимо отметить ряд косвенных фактов, говорящих скорее за связь колчеданистых месторождений с интрузией кислой магмы. Во-первых, все Уральские контактовые месторождения как медные, так и железные, являются продуктом взаимодействия известняков с сиенитами и гранитами. Во всех контактовых медных месторождениях первичными рудами являются сульфиды, а контактовые железные месторождения обычно сопровождаются большим количеством сульфидных минералов (г.г. Высокая и Благодать). Это показывает, что кислая интрузия несла в большом количестве сульфиды. Далее, колчеданистые месторождения обычно приурочены к участкам сильно серицитизированных, силисифицированных и пиритизированных эффузивных пород, при чем эти процессы изменения почти с несомненностью связаны с поствулканической фазой кислой интрузии. Процессы пиритизации, как показывает микроскопическое исследование, теснейшим образом связаны с процессами серицитизации, апатитизации, силисификации и т. п. Полосы сульфидной вкрапленности местами постепенно переходят в небольшие линзочки и прожилки плотной сульфидной руды. Затем, необходимо отметить присутствие в рудах колчеданистых месторождений легко летучих элементов, характерных для кислой магмы. Так, в рудах Белой Речки и Соймоновских встречен турмалин. Взгляд Stikney [4]) на турмалин, как на более древний, чем руды, минерал, является спорным. В Кыштымских серных колчеданах встречено слово [5]). Необходимо отметить присутствие апатита во многих месторождениях и иногда в большом количестве. Все же, все эти многочисленные косвенные данные не дают права утверждать о связи колчеданистых месторождений Урала с кислой интрузией и для подтверждения этого предположения необходимы дальнейшие как полевые, так и камеральные исследования.

Другим и не менее важным вопросом является выяснение взаимоотношений полос сульфидной вкрапленности с рудными телами. Являются ли эти образования одновременными или они представляют продукты различных фаз процесса рудообразования. Постепенные переходы от боков рудного тела через зоны густой вкрапленности сульфидов в сланцы с небольшой вкрапленностью, а также нахождение полос вкрапленности на простирании рудного тела при его выклинивании говорят за то, что мы, повидимому, имеем дело с одной фазой рудообразования. Химико-минералогическое исследование этого вопроса дало основание Stikney [4]) считать Соймоновские месторождения продуктом постепенного метасоматического замещения сланцев минерализованными растворами. Очень возможно, что многие из рудных тел, имеющих монометаллический характер, т.-е.

---

[1]) В. В. Никитин. «Геол. исслед. центр. группы дач В.-Исетских заводов, Ревдинской дачи и Мурзинского участка». Тр. Г. К., Нов. Сер. Вып. 22, 1907 г.

[2]) Я. В. Самойлов. «Месторождения серного колчедана в России». Материалы для изуч. произв. сил России. № 12. Петр. 1916 г.

[3]) Дюпарк и Сигг. «Медные месторождения в Сысертской даче на Урале». Тр. К. Н. С. Вып. 101, 1914 г.

[4]) A. Stikney, l. cit.

[5]) Ярков, В. «К вопросу о существовании олова на Урале». Ур. Тех. 1914 г. № 1, стр. 1—3.

состоящих существенно из пиритовых руд, являются продуктом метасоматического замещения, это происхождение, может быть, сильно замаскировано позднейшим динамо-метаморфизмом. Для категорического утверждения этого также необходимы дальнейшие исследования.

Наконец, чрезвычайно важным вопросом является выяснение взаимоотношений пиритовых и цинковых руд. Поскольку первые очень часто обнаруживают ясную картину постепенного процесса метасоматизма, постольку вторые имеют ясно выраженный ин'екционный характер. Форма и сложение этих рудных тел противоречит предположению о последовательном отложении растворов, изменяющихся в составе с течением времени. Целый ряд данных показывает, что эти рудные тела образовались несколько позднее пиритовых руд, но поскольку это устанавливается автором пока для одного месторождения (Карпушиха), делать широкие выводы преждевременно [1]). Повидимому, с этой второй более поздней фазой рудообразования нужно связывать уже упоминавшиеся прожилки крупнокристаллического пирита, прорезающие пиритовые руды. Последние же, возможно, являются продуктом постепенного метасоматического замещения.

Горн. инж. В. Г. Орловский.

О желательности возобновления работ на Сарыадырском медном руднике.

В 18 *км* к западу от станицы Баянаул Павлодарского уезда Семипалатинской области находится заброшенный Сарыадырский рудник, который разрабатывался некоторое время в конце 80-х годов прошлого столетия. По литературным данным рудная залежь была представлена штоком, вытянутым в вертикальном направлении. Размеры его определялись на поверхности—8 × 1 *м*, на горизонте 26 *м*—4 × 1 *м*, а на глубине 42 *м*—8 × 0,85 *м*. Остается неизвестным какое количество руды было добыто за указанный период времени, содержание же меди в руде, по сохранившимся сведениям, колебалось от 10% до 22%.

В 1909 году бывшее Общество Богословских заводов арендовало этот рудник с целью разведать месторождение.

После расчистки шахты оказалось, что до уровня 42 *м* руда выбрана начисто, в забое же шахты и в штреке этого горизонта были видны две параллельные жилы, разделенные друг от друга промежутком в 2 *м*. Боковая порода представлена крепким, плотным вулканическим туфом и туфо-брекчией, а на поверхности недалеко от шахты имеются мощные выходы гранита.. Одна жила, проходящая почти по середине зумфа шахты с простиранием *NW* 25°, имеет мощность 0,2 *м* и состоит из кварца, граната, эпидота, медного блеска, пестрой медной руды, медного колчедана и окисленных соединений меди; часто попадается самородное золото. Вторая, главная жила, параллельная первой, видна в полу штрека на протяжении 8,4 *м* при чем в начале, у шахты, представляет собой тонкую трещину, заполненную рудой, постепенно расширяющуюся до 0,8 *м*, мощности. На 10-м метре штрека эта жила обрезана сбросом и далее не найдена. Минерализация ее та же, что и первой жилы, т.-е. кварц, гранат, эпидот, медный блеск, борнит и немного окислов и кремнекислых соединений меди. И в этой

[1]) Автором подготавливается к печати минералого-петрографическое описание Карпушинской группы месторождений. В этой работе будут рассмотрены вопросы генезиса последних месторождений, а для сравнения, также генезис аналогичных месторождений СССР и заграницы.

жиле довольно часто видимое золото. Соотношение медного блеска к борниту, как 1 : 1, а сернистых соединений к жильной массе как, 1 : 4.

Между указанными жилами по трещинам породы и в самой породе видны включения сернистых металлов и окислов их. Возможно, что местами жилы сливаются, образуя одну общую.

Обе жилы имеют падение на *SW* 80°, а дислокационная трещина, обрезывающая жилу, на *NW* под углом 75° — 80°.

Из осмотра и обмера выработок выяснилось, что рудное тело имело столбообразно вытянутую форму с пережимом на горизонте 26 *м* от поверхности. Руда залегала предпочтительно у сбросовой трещины, по мере же удаления от нее жилы постепенно выклинивались и рассеивались в породе, но при этом необходимо указать, что так как на Сарыадырском руднике собственно разведочных работ никогда не производилось, а все выработки, как-то: разрез на поверхности, шахта, штреки и гезенки закладывались исключительно с целью добычи руды и останавливались как только кончалась руда, то вопрос о продолжении рудного тела за сбросовой трещиной и к *SO* от шахты остается совершенно не освещенным, и потому пока преждевременно делать какие-либо заключения о мощности и благонадежности месторождения. Несомненно только то, что рудная залежь продолжается в глубину, увеличиваясь в своих размерах.

Средняя проба, взятая мною из 3,4 тонны руды, полученной из первой жилы при проходке шахты в нижних горизонтах (старые работы) по анализу, произведенному в лаборатории Надеждинского завода, имела следующий состав [1]):

SiO_2	42,96%	Mn	0,39%
Al_2O_3	11,02%	K_2O	0,49%
Fe_2O_3	6,30%	Na_2O	0,40%
FeO	5,67%	CO_2	2,92%
CaO	13,40%	O	3,93%
MgO	1,83%	Au	0,0004
Cu	8,82%	Ag	0,00516
S	1,78%	Ru, Ir, Rh	0,00024
P	0,09%		

Пересчитывая содержание благородных металлов на золотники в 100 пудах руды получим:

Au	1,53 зол.
Ag	16,21 „
Металлы платинового ряда	0,92 „

Руда, послужившая объектом опробования, взята была из отвала, богатой руды в то время не оставалось ни куска на руднике, ибо вся она была давно вывезена и переплавлена на Воскресенском заводе.

Такое высокое содержание благородных металлов в медной руде из отвала, которая сама по себе представляет значительную ценность по количеству заключающейся в ней меди, заставляет с особым интересом отнестись к этому месторождению, а нахождение в руде металлов платиновой группы значительно усугубляет этот интерес.

Общество Богословских заводов предполагало руду, добытую на Сарыадырском руднике, после обогащения, отправлять на своих пароходах по системе реки Оби на Богословский завод и там плавить

[1]) Проба взята в 1910 г.

с местными, сравнительно, бедными рудами. Для исполнения такого, довольно трудного, проекта требовалось, прежде всего, наличие богатой руды, а затем и достаточно мощного месторождения. Первое условие не вызвало ни в ком сомнений, ибо еще со времени функционирования Воскресенского медеплавильного завода прочно установилась слава за Сарыадырской рудой, как очень богатой, что же касается мощности месторождения, то это надо было выяснить разведочными работами. Кроме того, так как правильность коммерческих расчетов можно было проверить только опытным путем, отправив на Богословский завод достаточно большую пробную партию руды,—было намечено разведочные работы, по возможности, соединить с добычными. Далее надо указать, что в то время хотя и знали о нахождении золота в Сарыадырской руде, но этому факту не придавали особого значения и все расчеты строились на содержании меди в руде, и если Богословцам не удалось осуществить намеченные работы, то причиной тому послужили обстоятельства, от них не зависящие и отнюдь не экономического характера [1]).

В программу тогдашних разведочных работ входило — перекрепить шахту, углубить ее на 24 *м* [2]) через 10 *м*, пробить два штрека длиною каждый около 20 *м* и затем, в случае обнаружения достаточно богатой рудной залежи, предполагалось выбрать ее мелкоуступной выработкой.

По существовавшим ценам стоимость работы исчислялась в 12 тысяч рублей, а времени для производства ее требовалось 9—12 месяцев.

Этой ценой надеялись разведать поле около 400 кв. м., и если бы жила осталась такой же, как и на горизонте 42 *м*, то, исходя из цифр, приведенных вначале, рассчитывали получить минимум 290 куб. м. 10% руды или по весу около 820 тонн, количество вполне достаточное для вырешения вопроса о характере руды, ее состава, содержании меди и других металлов и о выходе богатой руды, выдерживающей перевозку на Богословский завод.

Это были первоочередные работы. Затем, при благоприятных результатах, предполагалось расширить разведку и, прежде всего, попытаться отыскать продолжение рудного тела за плоскостью сброса, а также и в противоположном направлении. Не менее важным считалось пообследовать и другие жилы, имеющиеся на поверхности по соседству с главной, судя же по небольшим выемкам, канавам и шурфам, сохранившимся недалеко от шахты, таких жил или линз оруденения было несколько, при чем все они были параллельны главной и вполне аналогичны ей по характеру оруденения и условиям залегания, хотя и не все могут быть названы рудными в практическом смысле. Наконец, предполагалось произвести массовое опробование на содержание благородных металлов оруденелой породы, которая залегает между двумя жилами внизу шахты и которая содержит видимое золото.

Но, как указано раньше, общество Богословских заводов не могло привести в исполнение свой проект и ограничилось лишь расчисткой выработок в руднике и осмотром их.

Если 17 лет тому назад частное горнопромышленное предприятие находило коммерчески возможным тратить средства на пробную разработку медного месторождения с целью экспортировать руду на свой завод, отстоящий от месторождения почти на 1.000 *км* и при этом

---

[1]) Лица, передавшие право на разработку месторождения, как впоследствии оказалось, сами не имели такового права.

[2]) В шахте незначительный приток воды, не более 50 ведер в сутки.

все расчеты строило исключительно на содержании меди в руде, то теперь, зная содержание золота, серебра и металлов платиновой группы и учитывая их стоимость, разведка Сарыадырского месторождения становится особенно важной и в промышленном, и в научном отношениях.

О присутствии платиновых металлов в руде мы знаем только по одному анализу, этого, конечно, недостаточно — нужна проверка; на возможность нахождения платины в кварцевой жиле теперь, после открытия Южно-Африканских коренных месторождений этого металла, уже не может отрицаться, как это было в то время, и нет ничего удивительного в том, если будущие разведочные работы покажут, что металлы платиновой группы являются существенными ценностями, определяющими промышленное значение Сарыадырской руды.

Предлагая теперь тот же план разведочных работ, который был выработан обществом Богословских заводов, я думаю, что при современных условиях стоимость их выразится приблизительно двойной суммой, 25—30 тысяч рублей—это углубка шахты и пробивка штреков с выемкой руды. К этому надо прибавить расходы по обследованию других жил на поверхности и на поиски сброшенной части главной жилы, что обойдется, вероятно, еще около 20 тысяч рублей, а всего, стало быть, потребуется на такую первоначальную разведку около 50 тысяч рублей.

Дальнейшие разведочные работы должны производиться при помощи глубокого бурения по особой смете.

Горн. инж. К. В. Поляков.

Полезные ископаемые, история и перспективы горного дела в Оренбургской губернии.

Оренбургская губерния в ее новых проектных границах обладает большим разнообразием полезных ископаемых. На территории губернии известны многочисленные месторождения золота, меди, марганца, железа, асбеста, магнезита, соли, хромистого железняка, строительных и поделочных камней, огнеупорных глин, ископаемого угля, торфа и пр. Кроме того, имеются указания на присутствие платины, полиметаллических руд (медь, серебро, золото) и нефти.

Золото. Встречается как в форме россыпей, так и в коренных месторождениях в восточной части губернии. Золотоносные районы располагаются по системам и водоразделам левых притоков р. Урала. Здесь можно отметить следующие 7 золотоносных районов: 1) В верховьях р. Кумак, где золотоносная площадь исчисляется в 350 *кв. км.* 2) В бассейне р. Урус-Кискен, левого притока р. Суюндук (площадь около 170 *кв. км*). 3) В западной части бассейна р. Каинды, площадь 10 *кв. км.* 4) Айдырлинский район, расположенный между р.р. Айдырль и Байтук, общей площ. оксло 150 *кв. км.* 5) Синешиханский золотоносный район, площадью около 60 *кв. км*, расположенный к востоку от Айдырлинского. 6) Верхне-Суюндукский район, площадью около 150 *кв. км*, расположенный по левую сторону верхнего течения р. Суюндук. 7) Нижне-Суюндукский, площадью около 100 *кв. км*, западной границей которого является р. Урал.

Кроме того, есть указания на нахождение золота в нижнем течении р. Ори и в бассейне р. Крыкильды. Запасы золота в этих районах не подсчитаны, так так все эти районы, несмотря на свою давнишнюю известность, до сих пор еще слишком недостаточно разведаны.

Золото, как указывалось выше, встречается или в форме золотоносных россыпей, большей частью аллювиального характера, или в форме небольших элювиальных россыпей, генетически представляющих собою разрушенные выхода кварцевых жил. Коренные месторождения представлены кварцевыми залотонос-

ными жилами, прорезывающими граниты, гранодиориты, диабазы и метаморфические сланцы. Среднее содержание золота в кварцах колеблется от 8 до 20 грамм, достигая в некоторых случаях 40 — 60 и даже 80 грамм на тонну.

Платина пока представляет только минералогический интерес, признаки ее встречены в хромитовых россыпях в Губерлинских горах. Промышленных месторождений пока не найдено.

Медь. Медные руды имеют очень большое распространение. Месторождения медистых песчаников и мергелей располагаются по левому и правому берегам р. Урала, от г. Оренбурга до г. Орска. В этой полосе зарегистрировано более 40 месторождений, некоторые из них с большими запасами металлической меди. Так разведочными работами только на четырех месторождениях (Каргалинское, Кучук-бай, Карабатырское, Карагаштинское) запасы меди определены в 500 000 тонн (30 000 000 пуд.). Среднее содержание меди в этих четырех месторождениях может быть принято в 7%.

Серебро. Встречено в полиметаллической руде близ пос. Хабарного, где оно содержится в количестве 130 грамм на тонну.

Марганец. Встречается большей частью в форме псиломелана. Известно 9 месторождений, пока совершенно неразведанных.

Железо. Известно тоже 9 месторождений, промышленное значение которых не установлено.

Хромистый железняк. Из числа известных пока 8 месторождений хромистого железняка наибольший промышленный интерес, повидимому, представляют из себя два: близ ст. Халилово, Орской ж. д., в верховьях р. Карабутак, в 55 *км* к ЮЗ от гор. Орска.

Халиловское [1]) месторождение представляет весьма значительный змеевиковый массив, площадью в несколько сот квадратных километров. С этим то змеевиком и связаны залежи хромита, являющиеся в форме неправильных линзообразных гнезд, мощность которых колеблется нередко в одном и том же месторождении в пределах от 9 *см* до 2 *м*. Длина хромитовых выходов в среднем около 12 — 13 *м* и изредка достигает до 30 *м* и более. В поверхностных зонах хромит почти всегда разрыхлен и измельчен, превращен в так называемую сажу, что об'ясняется процессом поверхностного выветривания. С глубиной эта сажа обычно исчезает, превращаясь в плотный однородный хромит.

Хромитовые линзы имеют почти мериидальное простирание, с небольшим отклонением, до 10 — 15°, к В и З Падение линз крутое, от 50 до 80°, преобладает восточное. Район еще слишком недостаточно разведан. До сих пор было открыто поверхностной разведкой всего около 90 залежей. Есть основание полагать, что запасы здесь хромита весьма значительны. Содержание окиси хрома в руде колеблется от 38 од 55%, достигая в отдельных случаях даже до 60%.

Карабутакское месторождение геологически несколько отличается от Халиловского. Здесь месторождение хромита приурочено к контактовой зоне змеевика с метаморфичскими сланцами. Разведками 1925 г. на отводе, принадлежащем гр. Карпову, были обнаружены три жилы, общей длиной по простиранию около 350 *м* и мощностью в северном конце, где производилась разведка, до 7 *м*. Если принять глубину распространения жил в 16 *м*, при мощности в 7 *м*, то запасы хромистого железняка в этом месторождении могут быть исчислены около 120 000 тонн.

Из прочих месторождений следует отметить Кайрактинский район, находящийся в 130 *км* к В. от гор. Орска и Горюнский — в 5 *км* от пос. Хабарного.

Кайрактинский район представлен узким массивом змеевика, вытянутым в меридиальном направлении и зажатым между метаморфическими сланцами. Характер месторождения сильно разнится от Халиловского. Хромит залегает в совершенно разрушенных породах, и месторождения его приурочены к контактовой зоне змеевика с метаморфическими сланцами. Глубина распространения хромитовых гнезд небольшая, что об'ясняется действием денудационных процессов, разрушивших верхние части залежей.

В Горюнском месторождении, произведенными небольшими разведками, установлено залегание хромита в дунитовых шлирах, в форме небольших жил. Разведки эти слишком недостаточны для того, чтобы можно было иметь суждение о промышленном значении этого месторождения. Самый факт залегания хромита в дунитовых шлирах заставляет предполагать о возможности нахождения здесь платины. Так же мало разведаны и остальные 4 месторождения хромита.

Асбест. Месторождения асбеста известны во многих местах губернии и число их насчитывается в несколько десятков (более 50). Часть этих месторождений, сосредоточенных в районе дерев. Ишмуратовой, Кувандык и Псянчиной, разведывалась и частично разрабатывалась в 1907 — 1918 г.г. фирмой Ашанин и К°.

---

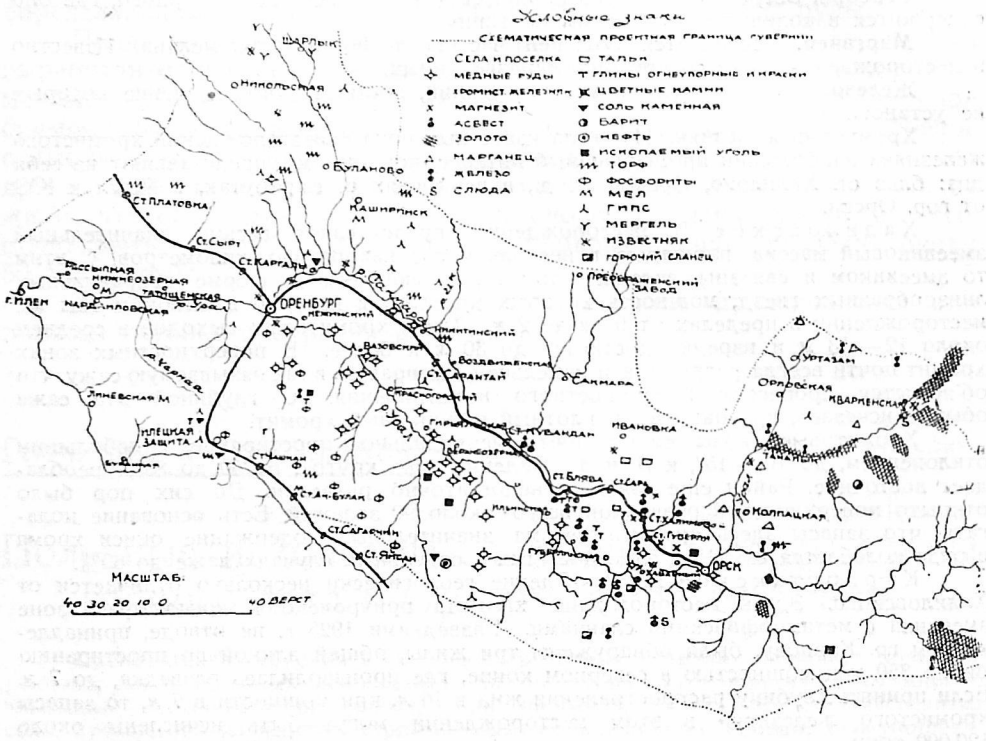
[1]) См. нашу статью в журнале «Минеральное Сырье» за 1926 г., № 3.

Асбест хризотиловый генетически связан со змеевиковыми островами. Мощность обнаруженных жил колеблется в довольно широких пределах от 13 до 45 *см* при простирании от 13 до 170 *м*. Разведывалось всего 10 месторождений до уровня грунтовых вод, т.-е., примерно, до глубины 10 *м*. Наичаще встречающиеся сорта асбеста — 3, 4 и 5.

Слюда в кристаллах до 2 *см* встречена в пегматитовых жилах среди гранитов в устье р. Байтук и в кристаллах до 30 *см* в верховьях р. Карабутак, близ пос. Буранного.

Тальк в виде тальковых сланцев обнаружен в пяти местах в районе станций Сара и Блява, Орской ж. д. Запасы этих месторождений и качества талька не выяснены.

Магнезит до сих пор обнаружен в 4-х районах: 1) на р. Контузяк, 2) близ ст. Халилово, 3) по Орскому тракту, к З от пос. Хабарного и 4) в верховьях речки Карабутак.



Карта полезных ископаемых Оренбургской губернии.

Первые два месторождения, повидимому, представляют один и тот же Халиловский змеевиковый массив, о котором было упомянуто при описании хромита. Площадь распространения магнезитовых залежей, непосредственно около полотна железной дороги, занимает пространство свыше 2 *кв. км*. Кроме этой площади, выходы магнезита встречаются еще во многих местах змеевикового массива, и мы не сделаем большой ошибки в сторону преувеличения, если определим суммарную площадь распространения магнезитовых залежей в 25 *кв. км*. Возможные запасы магнезита на этой площади определяются в 25 000 000 тонн и видимые запасы в 3 000 000 тонн. Магнезит залегает в виде неправильной формы гнезд и скоплений. Средний анализ сырого магнезита: летучих — 52,13%; SiO_2 — следы, CaO — 3,05%, $Al_2O_3 + Fe_2O_3$ — 0,43%, MgO — 44,22% и уд. в. — 2,89.

По Орскому тракту, между пос. Хабарным и Губерлинским, во многих местах выступают змеевики в форме островов, площадью несколько кв. километров каждый. На одном из таких островов, находящемся по тракту, вскоре после выхода последнего из ущелья, были констатированы выходы хорошего качества магнезита. Запасы не определены. В верховьях р. Карабутак обнаружено месторождение по типу описанных выше.

Барит пока известен только по р. Джаман-Акжар, в 100 *км* к СЗ от г. Орска. Месторождение не разведано.

Известняки имеют очень широкое распространение на территории губернии, и перечисление даже наиболее мощных месторождений заняло бы очень много места, а потому мы ограничимся лишь указанием каменноломен близ гор. Оренбурга: горы Маячная, Сулак, Гребени и Аранова.

Мергель. Месторождения мергеля также констатированы во многих местах губернии, но с промышленной стороны все они еще недостаточно изучены.

Мел. Мощные меловые залежи высокого качества мела известны: 1) близ ст. Ак-Булак, Ташк. ж. д., 2) на водоразделе речек Б. Песчанки, Мечетки и Черной, в 60 *км* на ЮЗ от Оренбурга и 3) у пос. Чесноковского, в 20 *км* от ст. Переволоцкой, Ташк. ж. д. В литературе упоминаются еще залежи мела в 18 *км* к Ю от г. Каширинска, но данных о качестве этих залежей не приводится.

Гипс. Известно 21 месторождение гипса. Из них наиболее значительными являются месторождения: Илецкое, по р. Бурлаша-Саю, Мертвосольское и Нежинское. Видимые запасы Илецкого месторождения (гипсовая гора) исчисляются около 1 500 000 тонн.

Каменная соль. Лучшая в Европе по своему качеству добывается уже около 400 лет на Илецком соляном промысле. Содержание хлористого натра в этой соли достигает 99,8%, что касается запасов этого месторождения, то таковые до сих пор нельзя считать вполне установленными, в виду того, что разведка этого месторождения еще далеко не закончена. Начатое в 1924 г. оконтуривание залежи еще не закончено. Однако, на основании пройденных пока 51 скважин, глубиной 20 — 100 метров и одной, заложенной на дне камеры на глубине от поверхности 148,8 метров и пройденной 310 метров по соли можно предполагать, что запасы соли Илецкого месторождения могут быть приняты в 3 276 000 000 тонн (200 миллиардов пудов). Самое месторождение соли, по мнению горн. инж. А. А. Козырева, представляет из себя шток, зажатый антиклинальной складкой с осью, направленной с запада на восток. Шток выведен из нормального положения и залегает с падением на СЗ под углом 70—80°.

Кроме Илецкого, следует указать еще на месторождение, обнаруженное в верховьях р. Джусы при разведке на нефть, где буровой скважиной в свите пермских отложений, на глубине 244 метров, был обнаружен пласт соли.

Наконец, не будет лишним упомянуть о предполагаемых месторождениях каменной соли, на основании геологических данных в горе «Мертвые соли» и близ пос. Нежинского.

Фосфориты были найдены по левой стороне р. Урала, где общее число месторождений зафиксировано 13. Из числа наиболее разведанных месторождений следует отметить: а) месторождение по р. Дамбар, запасы фосфоритов которого геологом Д. Н. Соколовым исчислены в 9 800 тонн (6 000 000 пудов); б) пос. Вознесенский, где, правда, запасы не определены, но продуктивность фосфоритового слоя установлена в 1,96 тонн с квадратного метра глауконитового песчаного пласта, мощностью 1,4 *м*.

Глины всевозможных сортов и цвета чрезвычайно распространены в Оренбургской губернии, а потому подсчитать число всех этих месторождений не представляется возможным. Поэтому, мы остановимся в своем обзоре только на наиболее изученных месторождениях огнеупорных глин и глинистых красок.

Из числа первых следует упомянуть значительные залежи белой огнеупорной глины: 1) у пос. Прохладного, 2) у п. Мертвосольского 3) у пос. Россыпного, 4) по р. Букобай-Сай и 5) близ ст. Блява, Орской ж. д. известны три месторождения огнеупорной глины.

Глины-краски известны в районе станций Сара, Блява, Губерля и Халилово, Орской ж. д. В районе станции Блява известна целая группа месторождений охры, которая по качеству может быть поставлена на ряду с лучшими сортами французской охры. Охра чрезвычайно мелко-зерниста, однородна и обладает большой кроющей способностью. На разведывавшемся участке в 4,5 километра запас охры определился в 21 000 тонн (1 260 000 пудов). В районе станций Губерля и Халилово известны месторождения мумии.

Кварцевые пески обнаружены в районе ст. Халилово, Губерля, Орской ж. д. и по Букобай-Саю, в 40 *км* от Оренбурга. Запасы этих трех месторождений около 30.000 тонн (1 800 000 п.). Молочно-белые жилы кварца находятся к С и ССВ от ст. Сара, Орской ж. р.

Яшмы встречаются во многих местах Орского уезда. По своей красивой окраске Орские яшмы давно получили заслуженную известность.

Цветные камни. Кроме яшмы, из цветных камней можно отметить: горный хрусталь, топаз и гранат. Открытые до сих пор месторождения этих ископаемых представляют только минералогический интерес.

Ископаемые угли. Число известных месторождений ископаемого угля известно 8, в том числе 6 представляют из себя буроугольные месторождения, расположенные в большей части по левому берегу р. Урала и 2 месторождения

каменного угля. К сожалению, каменноугольные месторождения остаются до сих пор неразведанными (Можаровское и Курмансайское) и говорить о том, или ином их значении совершенно невозможно. По доставленным образцам из одного шурфа Курмансайского месторождения можно судить, что уголь этот относится к антрацитам, сильно ографиченным. Повидимому, здесь можно ожидать все переходы от каменного угля до антрацита и даже может быть графита.

Буроугольные месторождения юрского и третичного возраста частью разведывались, и на одном из них (уроч. Карабатырь) были даже исчислены возможные запасы в 50 000 000 тонн.

Качество угля всех этих месторождений невысокое, и они, повидимому, могут быть использованы только для нужд местной промышленности. Местоположение буроугольных месторождений следующее: 1) близ с. Тогуз-Темир, к СВ от г. Оренбурга, 2) по р. Казак-Чиккан, в 12 *км* от г. Орска, 3) на р. Солончанке, 4) уроч. Карабатырь, в 20 *км* от бывшего Бурлинского медеплавильного завода, 5) по р. Карагаште и 6) по р. Букобай-Сай.

Горючие сланцы, представляющие из себя богатые битумом и асфальтом глинистые сланцы, известны по р. Кос-Истек, в 75 *км* к ЮЗ от Орска и по системе р. Тереклы, в 40 *км* к З от Орска.

Торф. Общее число зарегистрированных торфяников — 16. Из них наиболее мощными являются: 1) при ст. Платовка, Ташк. ж. д., с запасом в 101 250 тонн, 2) близ села Буланово, с запасом в 200 000 тонн, 3) близ ст. Саракташ, запас 88 000 тонн, 4) близ с. Добровольческого, площ. 7,5 гект. и 5) близ с. Ново-Троицкого, площ. 8,3 гект. Остальные 10 торфяников по своим запасам значительно уступают перечисленным выше.

Нефть. Месторождение нефти известно в верховьях р Джусы, в 30 — 35 *км* к С от ст. Каратугай, Ташк. ж. д. Разведка этого месторождения, начатая около 40 лет тому назад гр. Назаровым, продолжалась во время войны фирмой бр. Нобель. По сообщению последней, промышленной нефти не было найдено, что еще не дает оснований сделать заключение о неблагонадежности этого месторождения, так как по одной версии заключение фирмы о неблагонадежности не заслуживает доверия, а по другой — место заложения глубокой буровой скважины было выбрано неудачно. Для окончательного решения этого вопроса необходима постановка детальных разведочных работ.

По качеству — нефть светлая, красновато-желтой окраски, совершенно прозрачная, с сильным запахом бензина. При перегонке дает 49,92% бензина и 47,32% керосина.

Заканчивая на этом краткий обзор минеральных рессурсов губернии, мы, естественно, приходим к выводу, что Оренбургская губерния располагает не только большим многообразием полезных ископаемых, но и значительными запасами некоторых из них и даже мировыми запасами отдельных месторождений.

Несомненно, что первое место по запасам ископаемого занимает соль. К первой же категории по мощности запасов нужно отнести месторождения строительных материалов: известняки, глины, мел, гипс.

Второе место по запасам занимают: медные руды, общая площадь распространения которых занимает сотни квадратных километров, затем, золото, магнезит, яшма, хромистый железняк, ископаемые угли, асбест, торф и проч.

К этому нужно добавить, что, к сожалению, остается еще целый ряд совершенно неосвещенных разведками полезных ископаемых, как-то: марганцевые и железные руды, тальк, барит, горючие сланцы, нефть и фосфориты. Изучение месторождений этих ископаемых стоит на очереди, и, несомненно, на них должно быть обращено должное внимание. В настоящее же время мы совершенно не располагаем никакими материалами об этих месторождениях, чтобы иметь возможность высказаться за то или иное их промышленное значение.

Что касается платины, слюды и цветных камней, кроме яшмы, то, повидимому, эти минералы имеют только минералогическое значение.

История горного дела.

Возникновение горного дела в Оренбургской губернии относится к глубокой древности. Первыми основателями здесь горного дела явились обитатели зауральских степей массагеты, принадлежащие к племени, причисляемому к ветви скифов азиатских. Эти-то массагеты и положили начало медному делу. Доказательством этому утверждению служит нахождение плавильных горшков и шлаков в отвалах старых работ. В этих древних выработках попадаются и инструменты, служившие для добычи руды. Насколько древни эти работы можно судить по тому, что встречаются шурфы, покрытые наносом до 3,5 *м* толщиной. Впоследствии отвалы старых разработок явились руководящей нитью в поисках на медь.

В начале XVI столетия кочевниками-киргизами было открыто знаменитое Илецкое месторождение соли, которое и работалось ими для удовлетворения

собственных потребностей. Таким образом, первые сведения об этом месторождении относятся к XVI столетию. И только сто лет спустя здесь начали селиться яицкие казаки и разные выходцы, занимаясь ломкой соли. В 1754 г. сотником Оренбургских казаков А. Углицким была устроена «защита» или крепость, разоренная во время пугачевского восстания. Началом же разработки технически правильным способом открытых и подземных работ нужно считать 1889 г. Таким образом, время основания Илецкой Защиты следует считать началом горного дела в Оренбургской губернии. К этому же времени (1750 г.) относится и начало правильной разработки медных руд на Каргалинских медных рудниках, находящихся в 70 *км* к С от гор. Оренбурга. Медная руда с этих рудников для плавки доставлялась гужевым способом на Верхоторский медеплавильный завод, находящийся в Стерлитамакском уезде, бывшей Уфимской губернии, где и переплавлялись, давая в среднем ежегодно до 225 тонн меди.

Несколько позже, в первой половине XIX столетия открываются золотые россыпи и возникает золотая промышленность в Орском уезде.

Золотая промышленность, благодаря легкости организации небольших предприятий, сравнительно с другими отраслями горного дела, и не требующая первоначально солидных капиталов, начинает быстро развиваться, и к 1914 г. мы уже имеем целый ряд крупных предприятий, принадлежащих отдельным предпринимателям и акционерным обществам.

Ныне все золотые предприятия губернии, за исключением 6-ти отводов, об'единены в Трест «Каз-зап-золото», подведомственный КазЦСНХ и только шесть отводов с Айдырлинской Золотоизвлекательной фабрикой и старыми эфелями включены в Трест «Урал-Золото».

Соляное дело, как и золотая промышленность, непрерывно развивалось. Годовая добыча соли на Илецком соляном промысле, выражавшаяся в 1852 г. в 16 700 тонн, в 1914 г. достигла 60 000 тонн, в 1925—26 г. около 75 000 тонн и программой на 1926 — 27 г. намечается 80 000 тонн.

Если в области соляной и золотой промышленности горное дело в Оренбургской губернии сразу встало на твердые ноги и пошло по пути своего развития, то, к сожалению, нельзя того же сказать о медной промышленности.

Медное дело, начатое массагетами в глубокой древности, тогда же и прекратилось, возобновившись вновь только в 1850 г. эксплоатацией Каргалинских медных рудников. В 1859 г. владельцами Преображенского, Кананикольского и Воскресенского заводов были сделаны заявки площадью 1 282 кв. верст по левому берегу р. Урала, от р. Бердянки на западе до р. Уртя-Бурта — на востоке, разработку которых предполагалось производить горнорабочим населением других районов и арестантами. Но этому делу не суждено было развиться широко, за последовавшим вскоре освобождением крестьян, в том числе и горнорабочих, от обязательных работ на рудниках; местное же киргизское население в то время было еще не приспособлено к рудничному и заводскому труду.

Таким образом, левобережное медное дело заглохло в самом начале своего возникновения. В это время эксплоатаровались лишь одни Каргалинские рудники.

Интерес к левобережным месторождениям возник снова только в половине семидесятых годов прошлого столетия, когда явились новые предприниматели: Шлиттер, бр. Эмерик и др. и в 1892 г. бр. Эмерик был построен на р. Бурле, неподалеку от ст. В. Озерной, медеплавильный завод, который и был пущен в ход в январе 1893 г. Завод этот проработал менее года и закрылся, за неимением средств.

В 1895 г. бр. Эмерик передали свое дело организованному ими «Тургайскому Горнопромышленному О-ву», которое, просуществовав короткое время, также прекратило свое существование. В 1906 г. делались еще попытки гр. Мироновой к разведке некоторых медных месторождений. Можно сказать, что главным препятствием к развитию медного дела послужило отсутствие солидного капитала у предпринимателей, так как медные месторождения имеют все данные для широкой промышленной эксплоатации, благодаря легкости своей разработки, большим запасам, высокому процентному содержанию металла и легкоплавкости медесодержащих руд.

Обстоятельством же, послужившим в 1911 г. к закрытию Каргалинских медных рудников послужила гужевая перевозка руды за 160 *км* на переработку на Воскресенский медеплавильный завод. Каргалинские руды, с содержанием 3½% *Cu*, не могли выдержать дорогостоящего гужевого транспорта.

Таким образом, медная промышленность Оренбургской губернии, имея все шансы для своего развития, нуждается лишь в приложении солидного капитала.

Из прочих отраслей горного дела, возникавших в последние годы перед революцией, следует упомянуть о некоторых попытках со стороны отдельных предпринимателей по разработке асбеста, хромистого железняка и нефти.

Еще до постройки Орской ж. д., в 1907 г., фирмой Ашанин и К° были предприняты разведочно-эксплоатационные работы на асбест и даже в 4,4 км к западу от дер. Псянчиной была построена небольшая асбестовая обогатительная фабрика, которая с перерывами работала два года, перерабатывая руду близлежащих месторождений. Всего было переработано за два года 2 250 тонн. Затем, по неизвестным причинам, дело было прекращено, и фабрика переведена на положение охраны.

Этой попыткой начались и окончились разведки асбестовых месторождений, если не считать нескольких мелких предпринимателей, вся деятельность которых ограничивалась одними заявками.

Около 8 лет тому назад впервые были начаты разработки хромистого железняка. Первая небольшая попытка в этом направлении была сделана предпринимателями Галлером и Гобахером во время войны с Германией, которыми было добыто всего несколько тысяч пудов.

После революции все горные предприятия были национализированы, и управление ими было возложено сначала на губернское райрудуправление, впоследствии перешедшее в ведение Кир-Промбюро и несколько раз менявшее свое название, вплоть до Горного Отдела КЦСНХ.

Этим-то горным отделом, об'единившим в своем ведении все горные предприятия губернии, были продолжены эксплоатационные работы на Илецком соляном промысле и организованы разведочно-эксплоатационные работы по разработке огнеупорных глин и красок, хромистого железняка и проч. в Бляво-Саринском горном округе.

Кроме того, были начаты разведочные работы на бурый уголь в уроч. Карабатырском и Бурлинском, на антрацит в Курмансайском районе и мергеля — в Оренбургском уезде.

Организованным в 1922 г. Киргизским Управлением промышленных разведок (Кирпромразведка) все эти разведочные работы были ликвидированы частью вследствие их нецелесообразности, частью за отсутствием необходимых средств. Была лишь оставлена одна небольшая поисково-разведочная партия в западной части Орского уезда, в задачи которой входило обследование района, тяготеющего к линии Орской ж. д. между ст. Кувандык и пост. Урал.

Этой разведочной партией в течение двух лет 1922 и 1923 г.г. были обнаружены в указанном районе месторождения хромистого железняка, магнезита, асбеста, медной руды, талька, огнеупорных и красочных глин, кварца, яшм и проч.

Бляво-Саринский район был передан горным отделом, для эксплоатации Губсиликату в 1922 г. Последний взял этот район, как подсобное предприятие, к своему основному производству строительных материалов, но рентабельность горных работ в этом районе вскоре же выдвинула их на первый план и Губсиликат по существу своему стал горным предприятием. Так уже в 1923—24 г. на долю хромита и магнезита пришлось 73,3% всей выработанной продукции треста. Что касается золотодобывающей промышленности, то последняя в первые годы после переворота была как-то забыта киргизскими краевыми органами, и поэтому неудивительно, что часть золотых предприятий (Айдырлинская группа) была захвачена Уральским Трестом «Золоторуда», что впоследствии (1924 г.) повело к большим спорам за обладание Айдырлинской группой между КазЦСНХ и Уральским ОблСНХ.

Восстановление золотой промышленности в губернии в 1923 году взял на себя Оренбургский ГСНХ, которым все предприятия губернии (кроме Айдырлинской группы) были об'единены в Тресте «Южно-Урал-Золото» и начаты небольшие разработки золота старательским способом.

В 1924 году за золотым трестом было признано краевое значение, и последний перешел в ведение КазЦСНХ уже под наименованием «Каззапзолото» с включением в его состав и Айдырлинской группы золотых приисков, за исключением лишь 5-ти отводов, на которых сохранились эфеля от прежних разработок, в том числе и прииска Михайло-Александровского, с обогатительной фабрикой и постройками, оставшимися за «Золоторудой». Имущество же этих приисков было разделено по особому соглашению между двумя трестами.

Таким образом, все горные предприятия губернии к концу 1924 года были об'единены в три части: Илецксоль, Каззапзолото и Губсиликат.

Чтобы закончить историю горной промышленности губернии, необходимо сказать еще несколько слов о разведочных работах на нефть.

Около 40 лет тому назад, гражданином Назаровым были начаты разведочные работы на нефть в верховьях р. Джюсы. Не обладая достаточным капиталом для производства работ, Назаров, ограничившись неглубокой разведкой, не мог открыть промышленных горизонтов нефти и вынужден был передать свои заявки фирме бр. Нобель. В 1917—1818 г.г. Нобелем была пройдена глубокая буровая скважина до 240 метров, которая по заявлению фирмы не встретила промышленной нефти. Однако, разведки Нобеля не дают еще достаточных

данных для суждения об этом месторождении, и одной из задач ближайшего будущего является окончание разведочных работ, начатых Назаровым и фирмой бр. Нобель.

Перспективы горной промышленности.

Переходя теперь к вопросу о перспективах развития горного дела в Оренбургской губернии, следует, прежде всего, остановиться на каменной соли.

Соляная промышленность губернии, обладая мировыми запасами лучшей по качеству в Европе каменной соли, имеет, несомненно, все данные для своего развития. Илецкая соль всегда имела свой определенный район — Южный Урал (Оренбургская, Троицкая, Челябинская, часть Самарской губ. и БашССР), проникая до Москвы и Ленинграда на западе и за Челябинск на востоке. Производственная программа для Илецксоли на ближайшие годы намечена в следующих цифрах (в тоннах):

1926—27 г.	1927—28 г.	1928—29 г.	1929—30 г.	1930—31 г.
79 000	84 000	89 000	94 000	99 000

На самом промысле произведено переоборудование, заложены новые камеры к югу от старой и намечена проходкой новая шахта, с пропускной способностью до 164 000 тонн в год.

Золотая промышленность после короткого перерыва 1918—1922 г.г. начинает постепенно оживляться. Медленный рост повышения добычи золота за последние годы об'ясняется, главным образом, недостатком оборотных средств золотых предприятий и почти полным отсутствием разведочных работ. Материалы разведочных и маркшейдерских работ прежних золотопромышленных фирм не сохранились, а потому тресту «Каззапзолото», не имеющему средств на разведку, приходится вести работы ощупью, прибегая к помощи старательских артелей.

Имея обширные золотоносные районы, в большей своей части совершенно неразведанные (Кумакский район), золотая промышленность для своего развития требует в первую очередь широкой постановки разведочных работ и во вторую — восстановления своего основного капитала (обогатительные фабрики, жилые строения и проч.).

Большие перспективы имеет и медное дело Оренбургской губернии. Все подсчитанные запасы меди в известных месторождениях Урала, Сибири и Кавказа оцениваются в 1 500 000 тонн, при чем в эту цифру не включены запасы медных руд Оренбургской губернии (медистые песчаники). Эта цифра составляет всего 3% от таких же запасов Америки и равна, приблизительно, полуторагодовой ее производительности по меди. До войны мы ежегодно извлекали меди из недр около 3,75% от произведенных выше запасов. Наши планы предусматривают, что довоенного производства меди в 2¼ миллиона пудов в год мы достигнем в ближайшие два-три года, следовательно, ныне стоит на очереди вопрос о поисковых и разведочных работах на новых месторождениях.

Уже теперь Институтом Прикладной Минералогии и Металлургии в Москве производятся опыты по извлечению наиболее дешевым способом меди из медистых песчаников, и когда опыты эти будут закончены, несомненно, будет приступлено к разведке Оренбургских медистых песчаников и, вместе с тем, к созданию здесь медного дела. Запасы меди только на 4 месторождениях нашей губернии, как указывалось выше, определяются в 500 000 тонн, общее же число месторождений пока установлено около 40, следовательно, запасы меди в Оренбургских месторождениях должны быть значительно выше.

Таким образом, только 4 месторождения из 40, т.-е. 10% всех Оренбургских месторождений, увеличивают известные запасы меди в СССР с 1 500 000 до 2 000 000 тонн, что является полной гарантией для ближайшего развития медного дела в губернии.

Переходя теперь к вопросу о хромистом железняке, нельзя не выразить сожаления, что нам до сих пор неизвестны даже приблизительно возможные запасы этой руды. Можно утверждать лишь, что запасы эти значительны, если принять во внимание большую площадь змеевиковых массивов и густую сеть обнаруженных хромитовых скоплений в Халиловском месторождении. Что же касается рынков сбыта, то в этом отношении перспективы для хромитовой промышленности огромны. Только металлургическая промышленность СССР на ближайшие пять лет должна потребовать 266 000 тонн хромруды, исходя из расчета, что хромистого железняка требуется в количестве 8,4 тонны на 1 000 тонн чугуна. Потребность Союза по годам выражается следующей таблицей в тоннах:

1926—27 г.	1927—28 г.	1928—29 г.	1929—30 г.	1930—31 г.
37 700	47 300	55 000	60 000	66 000

До сих пор Оренбургская губерния добывала хромруды от общей добычи в Союзе в количестве около 20%. Следовательно, если предположить, что и в дальнейшем $^1/_5$ всей потребности Союза будет покрываться Оренбургской губернией, нам придется довести добычу в ближайшие пять лет до 13 200 тонн. Таким образом, наша хромитовая промышленность не только обеспечена рынком сбыта, но ей потребуется значительное напряжение, чтобы удовлетворить все возрастающий спрос на хромруду не только в пределах нашего Союза, но и на заграничных рынках.

Еще в довоенное время мы занимали третье место в мире по добыче хромита, добывая этой руды около 15% мировой добычи. Так, в 1913 году в России было добыто 25 000 тонн, по остальным странам добыча распределялась следующим образом: Родезия — 63 400 тонн, Новая Каледония — 63 300 *m*, Греция — 7 000 *m*, Индия, Канада, С.-А. С. Ш. — 6 300 тонн.

Потребность в хромруде в ближайшее время должна еще более увеличиться, в связи с изобретением нового сорта нержавеющей стали, содержащей около 12% металлического хрома и электролитического хромирования по способу Колльна-Финка, которое считается одним из выдающихся технических изобретений 1925 г.

Цены на хромруду в Америке стоят в настоящее время от 20 до 24 долларов за тонну (с содерж. 50% Cr_2O_3) cif порт Атлантического побережья, в Лондоне 86—87 шиллингов за тонну cif порт (январь 1926 г.).

В заключение считаем не лишним подчеркнуть, что в нашем Союзе добыча хромруды производится исключительно на Урале. Характер всех этих месторождений крайне капризный и требует сложных и дорого стоющих разведок, поэтому нам необходимо обратить самое серьезное внимание на правильную постановку разведочного дела. Остальная территория Союза известными месторождениями хромистого железняка очень бедна: имеется лишь несколько совершенно неизученных месторождений на Кавказе (Кубанская обл. и Эриванская губ.), да единственное месторождение по р. Газимуру в Забайкальской области. В Туркестане, Якутии и Дальне-Восточной Области известны лишь признаки возможности нахождения таких месторождений.

Вторым необходимейшим материалом для металлургической промышленности является магнезит, запасы которого в нашей губернии весьма значительны. В ближайшее пятилетие предполагается довести добычу магнезитов в Союзе до 125—165 тысяч тонн в год и уже предпринимаются шаги к выходу магнезита на заграничный рынок, где главными конкурентами нашему магнезиту являются магнезиты итальянский, австрийский и греческий.

Предполагая даже, что потребность в металлургическом магнезите Союза будет в большей своей части покрываться Саткинским месторождением на Урале, за последние годы очень широко развившим свою добычу, для Оренбургской промышленности все же остается участие в снабжении металлургических рынков Союза, возможность экспорта за границу и, наконец, поставка на рынок каустического магнезита, потребность в котором имеет большую тенденцию к ежегодному росту. К этому необходимо указать, что качество Оренбургского сырого магнезита очень высоко, запасы его значительные и лишь на очереди стоит вопрос об удешевлении себестоимости обжига и улучшении качества выпускаемой продукции.

Тальк имеет спрос на рынке или в виде талькового камня или в виде талькового порошка. Наша довоенная потребность в тальковом порошке, выражавшаяся количеством около 5 000 тонн ежегодно, удовлетворялась полностью ввозом из Германии и б. Австро-Венгрии. Ныне производство талькового порошка организовано Уральским ОблСНХ, который начал выпуск технического талька с прошлого года. Имея на территории губернии несколько тальковых месторождений, наша горная промышленность теперь же могла бы заняться на первое время изготовлением талькового камня, как огнеупорного материала для металлургических печей и, вместе с тем, изучить эти месторождения как в количественном, так и в качественном отношении. При благоприятных результатах этого изучения, Оренбургская губерния могла бы стать поставщиком талькового камня для сезонной металлургической промышленности, а может быть даже и поставщиком на заграничные рынки талькового порошка, потребляющегося в парфюмерной промышленности при условии, конечно, если по качеству Оренбургский тальк сможет выдержать самую жестокую конкуренцию с австрийским, французским и особенно итальянским тальком, отличающимся высокими качествами и заручившимся уже определенным рынком.

Во всяком случае, тальковая промышленность может иметь все шансы для своего развития, если разведка Оренбургских месторождений установит их промышленное значение.

Асбест находится несколько в иных условиях. Существующая на Урале асбестовая промышленность целиком и полностью удовлетворяет потребность

Союза в этом минерале, поэтому, при неизученности Оренбургских месторождений, трудно сейчас говорить о перспективах в этой области, тем более, что, судя по некоторым данным прежних разведочных работ, сорта нашего асбеста как-будто уступают работающимся ныне Уральским асбестам.

Оренбургские месторождения марганца также не изучены. Если запасы этого минерала в губернии окажутся промышленными, то Оренбургским марганцем можно будет снабжать только металлургические заводы Урала, так как по условиям транспорта нашему марганцу, конечно, никогда не придется конкурировать с Никопольскими и Чиатурскими месторождениями.

Строительные материалы: известняки, мергеля, глины, мел, гипсы и проч. могут иметь, конечно, только местное значение. Что же касается глин-красок (охра, мумия), то, при серьезной организации этого дела, возможно иметь широкий сбыт этой продукции на Союзном рынке, так как Блявские охры отличаются высоким качеством.

Большое промышленное значение могут иметь «Орские яшмы», право на разработку которых предоставлено тресту «Русские Самоцветы».

О промышленном значении месторождений железа и барита, как совершенно неизученным, также не представляется возможным что-либо сказать определенное.

Ископаемые угли и сланцы могут получить значение при развитии губернской промышленности, как местное топливо. Разрабатываться, несомненно, будут те, географическое положение которых будет наиболее благоприятно при развитии той или иной отрасли промышленности, как, например, можно указать на Карагаштинское месторождение бурого угля, лежащее в районе медных руд или на Казак-Чинканское, к западу от Орска, близ месторождений магнезита, хромита и пр.

Резюмируя все сказанное, мы приходим к выводу, что горная промышленность губернии имеет все шансы для своего развития. Сегодняшний рынок требует: соли, золота, магнезита, хромистого железняка, талька, глин, мела и других строительных материалов минерального происхождения. Кроме того, на очереди стоит вопрос об эксплоатации медистых песчаников и может в ближайшие годы получат сбыт Оренбургские марганцевые руды, асбесты и проч.

ЛИТЕРАТУРА

по описанию месторождений полезных ископаемых Оренбургской губ.

1. Антипов и Меглицкий. — Горн. журн. 1857 г., т.т. III и IV и 1858 г., т.т. I, II, III.
2. Барбот де-Марни, Е. Н. — Урал и его богатства. 1910 г.
3. Богданович, П. В. — Урало-Эмбо-Каспийский нефтяной район. Журн. «Народное Дело». 1918 г. № 4.
4. Воробьев, А. Л. — О поделочных камнях в Оренбургской губ. и создании местного промысла по их добыче и обработке. Журн. «Народное Дело». 1918 г. № 3.
5. Гейслер, А. Н. — Новые хромитовые районы в Южном Урале и магнезит в Халиловском районе. Вестн. Геолог. Ком. 1925 г. № 4.
6. Дерожинский, А. В. — Золотоносные месторождения Орского района. Журн. «Советский Казакстан». 1924 г. №№ 4, 5, 6.
7. Естеств. произв. силы России. — Т. IV. Полезные ископаемые, вып. 7.
8. Известия Геологического Комитета. — Т. XIV. № 2, стр. 143 и 148.
   » » » — Т. XXXV. № 1, стр. 47—67.
   » » » — Т. XVIII. № 2, стр. 129.
9. Левинсон-Лессинг, Ф. Ю. — Геолог. исслед. в Губерлинских горах. Записки Петерб. Минерал. Общ. 1891 г.
10. Мейстер, А. К. — Обзор минеральных ресурсов СССР. Вып. 18. Золото. 1926 г.
11. Наследов, Н. А. — К вопросу углубления исследований Илецких соляных копей. Журн. «Советская Киргизия». 1924 г. № 7.
12. Очерк горного дела в Тургайской обл. 1896 г.
13. Отчет Кирпромбюро ВСНХ за 1921—22 г. 3-му Всекиргизскому С'езду Советов.
14. Поляков, К. В. — Месторождения асбеста, хромита и магнезита по среднему течению р. Урала. Журн. «Минеральное сырье и его переработка». 1926 г. № 3.
15. Поляков, К. В. — Месторождения медных руд в районе среднего течения р. Урала. «Горн. Журн.». 1925 г. № 9.
16. Поляков, К. В. — Минеральные богатства КССР. 1923 г.
17. Поляков, К. В. — Золотая промышленность КССР. Журн. «Советский Казакстан». 1925 г. № 7—8.

18. Россия. — Полное географич. описание. Т. V. Урал и Приуралье. 1914 г.
19. Соколов, Д. Н. — Ближайшие к Оренбургу залежи ископаемого топлива. Журн. «Народное Дело». 1918 г. № 3.
20. Соколов, Д. Н. — Материалы для производства цемента в Оренбургской губернии. Журн. «Народное Дело». 1918 г. № 2.
21. Соколов, Д. Н. — Залежи солей в Оренбургском уезде. Журн. «Народное Дело». 1918 г. № 1.
22. Соколов, Д. Н. — Минеральный источник в Оренбургском уезде. Журн. «Народное Дело». 1918 г. № 1.
23. Соколов, Д. Н. — Залежи фосфоритов в Актюбинском уезде.
24. Соколов, Д. Н. — Очерк полезных ископаемых Тургайской области (на правах рукописи). Труд. Тург. Обл. Зем. Ком. Вып. 6. 1918 г.
25. Тихонович, Н. Н. — Очерк природы, геолог. стр. и полезных ископаемых в районе тяготения грузов Оренбург-Орской ж. д. 1912 г. МПС. Район. ж. д. Оренбург — Орск.
26. Тихонович, Н. Н. — Материалы по организации экспедиции. Горн. Отд. Оренб. Казачьего Войска. 1918 г. № 1.
27. Чугунов, А. А. — Краткий обзор месторождений полезных ископаемых Киргизского Края.

Г. Оренбург, 6 ноября 1926 г.

Проф. М. С. Максименко и Н. М. Карандашев.

Об использовании соров цветной металлообрабатывающей промышленности.

В связи с все наростающей потребностью в цветных металлах, стал на очереди рационального разрешения вопрос об использовании соров и отбросов при металлургической и механической обработке цветных металлов и в первую очередь цинка, затем — меди и олова. R. Muller в своей статье о потерях цинка при литье латуни (Met. u. Erz., 1924 г. p. 552) оценивает, как среднее для шести крупных германских заводов, цинк, потерянный в производстве в виде изгарины и пыли в количестве 1% веса латуни, что на цинк составляет от 3 до 5%. Следует, однако, отнестись критически к этим цифрам, так как практика американских заводов дает потерю в 5% в среднем для пламенных печей и 2,5% — для электропечей. Оценивая потери при механической обработке, примерно, в 15—12%, имеем, очень грубо, среднюю потерю металлов в 10%. Если принять для цинка количество ввезенного из-за границы металла за последние годы 1921 — 1924 гг. [1]), то получим 7 366 тонн, добавляя сюда выработку за это время цинка на своих зоводах 2 102 тонны, то весь тоннаж будет 9 368 тонны, и 10% составит 937 тонн цинка в изгарине сорах, пыли и др. Это количество металла все время возрастает в связи с повышающимся потреблением металла, которое, согласно планового развития выплавки и ввоза цинка [2]), за 1925 — 30 год выражается в 104 600 тонн; следовательно, потери цинка в отбросах соответственно выразятся в количестве 10 460 тонн. Принимая основной запас, исчисленный выше, в 937 тонн, имеем на пятилетнюю программу 11 400 тонн. Следовательно,

---

[1]) См. *Металлопромышленность СССР. Итоги на 1924—25 год. Москва.* 1925 г.
[2]) См. Пятилетние гипотезы по отраслям промышленности. Под редакц. Г. А. Пятакова. Книга I, стр. 41.

все количество цинка в отбросах оценится в солидную сумму, и если мы примем для осторожности, что затруднительно собрать отбросы в полной мере, и что техника очистки соров от земли и мусора еще не налажена, использование этих отбросов в 50% (R. Muller предполагал возможным использовать 75%), то получим для переработки в год на ближайшее пятилетие цифру — 1 350 тонн в год цинка.

Как указано ниже, использование цинка из отбросов путем выщелачивания не идет много дальше 85%; примем для расчета из осторожности 80%, тогда имеем годичный тоннаж цинка 1 000 тонн, который может быть извлечен из отбросов, в виде металла. Принимая расход электроэнергии на 1 *m* цинка согласно данных A. Sanson'a (Revue de Metall 1926 г., p. 131), в 4 500 *KWH*, имеем 4 500 000 *KWH* в год или принимая рабочих часов в году 8 000, имеем задолженную мощность в 600 килоуатт на одно лишь извлечение цинка из отбросов путем электролиза. Эти значительные количества металла, лежащего пока втуне, заставляют серьезно задуматься над возможностью рентабельно его извлечь из отброса и вернуть промышленности в виде годного металла. Для освещения этого вопроса была поставлена опытная электролитическая установка в Горметлабе, с целью экспериментально испытать возможность извлечения цинка путем электролиза из раствора сульфата, полученного выщелачиванием изгарины. Как справедливо отметил американец Ганзен, электролитная ванна для выделения цинка гораздо чувствительнее к примесям электролита, чем способность химического анализа эти примеси определить. В виду этого опытная установка представляла практический интерес и решает вопрос, возможно ли из растворов сульфата цинка извлечь металл при хороших выходах и надлежащего качества.

Описание опытов.

Исходным материалом служила цинковая изгарина состава: цинка—17,1%; окиси цинка—54,3%; железа—0,92%, свинца—10,76% и меди—1,03%. После измельчения 200 *г* изгарины выщелачивались раствором техн. серной кислоты (60° Боме) в количестве 180 *г* на литр воды при агитировании воздухом при температурах 20°; 50° и 60°. Через известные промежутки времени брались пробы и определяли цинк в растворе, затем—медь и железо. Данные опыта сведены в таблице 1, и показывают, что при повышенной температуре выщелачивание идет быстрее, что процесс заканчивается через 5 часов и что механическое помешивание следует предпочесть агитированию воздухом, так как этот последний окисляет медь и переводит ее в раствор. Содержание же меди в электролите должно быть минимальным (около 0,005% *Cu*), чтобы выход цинка не падал ниже 85 — 90% при плотности тока 300 — 500 $\frac{amp}{m^2}$ катодной поверхности. Кроме того, таблица 1-я указывает, что цинк переходит в раствор до 90,5% всего цинка взятого в изгарине. Однако, считаясь с неполнотой взятой средней пробы цинковой изгарины в дальнейшем расчеты базируются на 80% утилизации для бо́льшей уверенности.

После указанного предварительного испытания выщелачиванием изгарины было поставлено в масштабе 150 литров раствора в деревянных освинцованных баках. Раствор переводился из бака в другой отстойник, где путем цементации цинковой пылью очищался от меди, кадмия и от взвешенной кремневой кислоты. После отстаивания раствор шел на фильтр из материи и затем прямо в электролизеры, которых

ТАБЛИЦА 1.

Дни	Время взятия пробы	Количество цинка в граммах на 0,5	% извлечения цинка	Температура	№№ опыта	Примечания	
31/XII	12 h	—	—	—	—	Начало растворения	
	17 „	52,1	85,4	60	1	Есть *Cu* и *Fe*	Агитация воздухом
	19 „	52,4	85,7	—	—	Тоже	
2/I	15 „ —	53,5	88,0	—	—	*Cu* следы	
4/I	14 „ 30 m	54,6	89,0	—	—	*Fe* нет	
31/XII	12 „ — „	—	—	—	—	Начало растворения	
	17 „ 50 „	49,3	81	50	2	Есть *Cu* и *Fe*	
2/I	10 „ — „	51,8	83,8	—	—	Следы *Cu* и *Fe*	
4/I	11 „ — „	52,5	86,4	—	—		
1926 г. 12/II	12 „ 45 „	—	—	—	—	Начало растворения	
	14 „ 45 „	45,7	71	20	3	Механическая агитация	
	17 „ — „	51,2	76,8	—	—		
	19 „ — „	51,2	76,8	—	—	Следы *Cu*	
	21 „ — „	63,0	90,5	—	—		
1926 г. 12/II	13 „ — „	—	—	—	—	Начало растворения	
	15 „ — „	61,5	95	60	4.	Механическая агитация	
	18 „ — „	59,5	84	—	—		
	20 „ — „	63,0	89	—	—	Следы *Cu*	
	22 „ — „	70,5	98	—	—		

было два, по 19 литров каждый. Электролит содержал до 100 *г* цинка на литр раствора и не давал, по качественной реакции, следов меди. Железо имелось в заметных по качественным анализам количествах во все время опытов, но, повидимому, влияния на осадок катодного цинка и на выход не имело. В каждой ванне были установлены четыре свинцовых пластины 12×21 *см*, как аноды, и три алюминиевых листа, размером $12 \times 21 \times 0{,}2$ *см*, в качестве катодов. Таким путем общая катодная поверхность была около 1 600 *кв. см*. Особое внимание было обращено на зажим типа рубильника, который соединял катоды с токоподводящей шиной. Аноды были припаяны водородом к свинцовым токоподводящим шинам. Такая тщательная заправка электродов позволила точнее исчислить в дальнейшем расход энергии, на ванне путем замера напряжения, на ее зажимах и тока при минимальных потерях напряжения в контактах.

Для того, чтобы установить необходимую скорость циркуляции электролита опыт электролиза был поставлен так, что электролит наливался в ванны у перемешивателя сжатым воздухом через специальную трубку, введенную до дна ванны. Через известные промежутки времени катоды вынимались, сушились и взвешивались, затем снова вводились в ванну под током, чтобы избежать потери катодного цинка коррозией.

По весу катодного цинка и расходу тока определялся выход по току, путем анализа определялось конечное и начальное содержание цинка в растворе. Результаты четырех циклов электролиза сведены в таблице 2.

Несомненно, что максимальное пребывание электролита в ванне не должно превышать 5—6 часов, чтобы выход по току не спустился ниже 80%. Естественно, этот срок укорачивается для меньших плот-

ТАБЛИЦА 2.

Регистрация четырех опытов электролиза раствора сульфата цинка в двух ваннах при токе 80—120 ампер. Во всех опытах добавлялся к электролиту столярный клей. Анализ переплавленного катодного цинка показал 99,85% *Zn*.

Электролиза в часах	Количество цинка в граммах на катодах	Выход цинка в граммах на ампер-час	Выход цинка в % % по току	Плотность тока в амперах на кв. метр катода	Расход энергии в *KWH* на 1 *г* цинка на катоде, на ванне	Концентрация цинка в грам/литр до и после электролиза		Напряжение на обеих шинах	Примечания. Температура электролиза от 16 до 35° С.
						до	после		
7,5	780	1,01	81,5	470	3,4	96,6		7,0	Первый опыт.
6,0	717	0,60	48	470	4,0		55	7,0	Осадок плотн. мелко-кристалличен.
4,0	634	1,03	95	470	3,5	90		7,0	Второй опыт.
5,0	606	1,00	81	—	6,4			—	Налит свежий электролит нейтральный.
7,0	350	0,31	25	—	8,70		47	6,6	
6,0	635	1,00	81	390	3,4	84		7,3	Третий опыт.
7,5	573	0,42	34	—	6,8			7,1	Свежий электролит нейтральный.
5,0	163	0,22	17	—	26,0		52	7,2	Осадок темно-серый мелко-кристалличен.
5,0	841	1,05	85	500	3,7	92,5		8,2	Четвертый опыт.
5,0	510	0,54	52	—	5,5			7,0	Свежий электролит нейтральный.
5,0	262	0,33	26,5	—	11,2		52	7,3	Осадок светло-серый мелко-кристалличен.

ностей тока, так как скорость растворения цинка или коррозия в серной кислоте относительно больше при малой плотности тока. Как оптимум, было установлено четырех-часовое пребывание электролита в ванне при 470 $\frac{amp}{m^2}$ плотности тока и выходе цинка 95% по току.

Отсюда несомненно, что на практике объем запасных баков должен быть рассчитан на этот промежуток времени, т.-е. за 4 часа должен из ванны уйти весь раствор и замениться свежим электролитом.

Регенерирование электролита не входило в нашу задачу, так как это привело бы к сложной и длинной работе по отделению наростающего в растворе железа. Мы ограничились четырьмя упомянутыми циклами, где электролит возвращался обратно для выщелачивания новых порций изгарины.

Таблица 2 показывает, что без ущерба для выхода цинка по току можно увеличить плотность тока до 500 $\frac{amp}{m^2}$ и тем увеличить производительность ванн, примерно, на 40% против обычно принятых на практике заводов Anaconda, где плотность тока 260—300 *amp*. Осадок цинка настолько плотный и мелко-кристалличен, что за 12—15 часов работы ванны не начинают расти крупные наросты, уменьшающие выход цинка при переплавке катодных листов. Из данных нашего опыта можно заключить, что при 24-часовом режиме ванны, принятыми в Anaconda в Америке (см. Cr. Eger Met. u. Erz. 1926 г. p. 316), следует ожидать вполне приемлемый осадок, а следовательно, потеря

при переплавке катодных листов не будет выше обычной, т.-е. 5% от веса катодного цинка.

Относительно расхода цинковой пыли для цементации соответственных замеров мы не делали, так как не располагали чистой пылью. Качественно и притом очень приближенно оцениваем расходы пыли от 2% до 3% катодного цинка. Пробы вызвать цементацию меди более богатой цинком изгариной не дали хороших результатов потому, что изгарина, уделяя медь, не высаживает коллоида кремневой кислоты и раствора не просветляет; цинковая же пыль проводит просветление быстро и раствор легко фильтруется.

Остаток от выщелачивания изгарины, содержащий медь, цинк, свинец и примеси, наиболее рентабельно перерабатывать еще влажным серной кислотой и горячим воздухом, переводя медь и цинк в раствор по И. Коробчевскому [1]), а затем выкристаллизовывать медный купорос и сульфат цинка.

Из описанных опытов можно сделать следующие выводы:

1) Простым выщелачиванием раствором серной кислоты, при небольшом подогреве, можно извлечь 80% цинка изгарины в виде раствора сульфата, вполне годного для электролиза, при чем расход энергии на подогрев и помешивание не более 2% общего расхода энергии на ванны. 2) Из приготовленного электролита можно получить вполне годный цинк, который после переплавки по анализу даст 99,85% *Zn*. 3) При повышенной плотности тока в 500 $\frac{amp}{m^2}$ можно иметь 90% выхода по току при условии возобновления электролита через 4 часа. 4) Температура ванны не превышает 35° С и специального охлаждения не требуется. 5) Расход энергии на получение цинка, замеренный на зажимах ванны, оставляет в среднем 3,55 *KWH* на кило цинка. При пересчете на полный расход энергии необходимо учесть 15% потерь на переобразование переменного тока в постоянный и потери в проводах, 5% потерь на переплавку катодного цинка, 2% на механическую работу и на нагрев при выщелачивании и 20% потерь цинка в изгарине, если не вести утилизации остатка после выщелачивания. Таким образом, расход энергии вычисляется следующим образом: $\frac{3,55}{0,85 \times 0,95 \times 0,98 \times 0.80} = 5,61$ *KWH* или, при использовании остатков выщелачивания, в 4,5 *KWH*, что близко совпадает с данными A. Sanson и E. Ralston'a. 6) Для рентабельности всего дела необходимо извлекать не только цинк, но и медь путем получения медного купороса.

Ленинград—Горметлаб.

Инж. А. С. Шахмурадов.

Переработка лома и отбросов цветных металлов.

Одним из злободневных вопросов Первого Совещания по Цветным Металлам был вопрос о переработке цветного лома. В связи с обширным докладом инж. Ю. В. Баймакова, развернулись оживленные прения и была принята резолюция, одобряющая метод работы

[1]) Журнал Химич. Промышленности. 1925 г. № 7.

завода „Красный Выборжец“ и тем самым Совещание косвенным образом считало нецелесообразным передел цветного лома в отражательных печах, практикуемый на Московском Электролитическом заводе.

Дальнейшая работа по переделу лома (мы имеем в виду только сильно загрязненные сорта) в отражательных печах внесла свои поправки в пользу удешевления стоимости этого передела, благодаря значительному уменьшению некоторых экономических коэффициентов, приведенных в докладе Ю. В. Баймакова.

1. Передел латунного лома. Под названием такого лома на Московском заводе в отражательных печах перерабатывались и перерабатываются, главным образом, горелые ружейные гильзы и мунцевая стружка, сильно засоренные всевозможными примесями, в виду чего почти невозможно использование этого сырья для приготовления латуни. Ниже мы приводим примерные анализы означенного лома:

Гильзы горелые.

	В процентах
Латунных гильз	77,3
Мельхиора	6,0
Железа	1,3
Свинца	0,1
Влаги	2,5
Соров	12,8

Общее содержание меди (по расчету) около 57,0 %.

Мунцевая стружка.

	В процентах
Железа	1,7
Баббита	0,6
Соров	0,9.

Общее содержание меди (по расчету) около 56,0%.

Против передела означенного лома в отражательных печах приводились следующие возражения: 1) высокий процент меди в получаемых при этом способе шлаках (30—40%); 2) тугоплавкость шлаков и затруднения при снятии их; 3) громадный расход топлива (60—65% мазута на готовый продукт); 4) быстрое изнашивание печей и большая потеря времени из-за ремонтов (не менее 45% времени существования печей); высокий процент угара меди (не ниже 5%) и 6). В связи с предыдущими возражениями,—дорогой передел (5 р. 21 к.—себестоимость пуда меди и 5 рублей—себестоимость пуда окиси цинка) [1]).

Остановимся на этих возражениях по порядку:

1. Содержание меди в шлаках колеблется около 15—20%, редко превышает 25%, точно так же, как и редки случаи получения шлаков с 10—12% *Си*.

2. В громаднейшем большинстве случаев шлаки получаются очень жидкими, легко снимаются и требуют к концу снятия даже некоторого остужения. При нормальном ходе печей снятие 5—6 *m* шлака продолжается 3—4 часа, при чем, в это время можно продолжать продувание ванны до получения надлежащей пробы, без излишнего обогащения шлаков металлом. Случаи получения тугоплавких шлаков („комков“) редки.

[1]) Труды Первого Совещания, стр. 250—255.

3. Расход мазута на единицу выпуска при этом переделе на старых печах действительно высок и доходит до 65%, но это только на старых печах и без использования тепла отходящих газов. На новой печи, построенной по проекту проф. В. Е. Грум-Гржимайло, расход нефти значительно меньше, а именно около 35% на единицу выпуска, что почти вдвое меньше по сравнению со старыми печами. Завод предполагает в будущем построить котельную на отходящих газах, имеющих температуру равную 800—900°, что еще больше понизит расход мазута.

4. Как правило, печи при латунных плавках на динасе выдерживают 18—20 плавок, потеря времени из-за ремонтов не доходит до 45%, а значительно меньше. В октябре месяце 1926 г. при работе на латуни мы имели:

Емкость печи в тоннах	15,	8
Суток действия	30,7	27,0
Продолжительность ремонта (от конца разлива предыдущей плавки до начала загрузки следующей плавки)	12,5 (40,7%)	4,9 (18,1%).

Малая печь, как и следовало ожидать, требует гораздо меньше времени для своего ремонта.

Расход огнеупорного кирпича, примерно, составляет 50 шт. на одну тонну выпуска или около 20 коп. на пуд анодов.

5. Угар меди нами берется равным 1,5%. Всевозможные косвенные проверки (анализы шлаков, анодов, однородных сортов сырья и т. д.) показывают правильность этой цифры. Общая же сумма потерь (угар в отражательных печах, угар в шахтной печи и потери в отвальных шлаках последней) составляет 2,5—2,7% содержания меди в шихте.

6. Московскому заводу в течение трех месяцев (январь, февраль и март 1926 г.) пришлось работать на всех трех печах почти на одной латуни, прибегая лишь к подсаживанию оборотных материалов и незначительного количества красно-медного лома, не более 20% от общего веса шихты. Поэтому себестоимость анодов за эти месяцы наиболее близка к стоимости передела одной только латуни. Ниже мы приводим данные калькуляции на 100 *кг* анодов.

	Январь		Февраль		Март	
	Р.	К.	Р.	К.	Р.	К.
Стоимость металла . . .	53	14	48	85	53	83
Потери при перераб. [1] .	10	74	11	18	12	52
Расходы	8	47	7	02	7	53

	Январь		Февраль		Март	
	Р.	К.	Р.	К.	Р.	К.
Себестоимость передела 100 *кг* анодов	19	21	18	20	20	05
Себестоимость передела 1 *гк* анодов	3	20	3	07	3	34

[1]) Окись цинка за эти месяцы не улавливалась.

В настоящее время, в связи с установкой пылеуловителя картина значительно изменилась в сторону уменьшения стоимости передела. В месяц, примерно, улавливается около 50 тонн окиси цинка (45 — 47% содержания цинка в шихте) примерного состава: 0,33% *Cu*; 2,68% *Pb*; 73,10% *ZnO*; 0,33% *Fe*; 0,22 *C* и 0,64% *W*. В то время, как в указанных возражениях приблизительная себестоимость 16 *кг* окиси цинка устанавливалась в 5 руб., в настоящее время завод ее продает 16 *кг* за 3 рубля. Здесь также имеем достижение.

Считая, что половина вырученных денег должна пойти на покрытие непосредственных расходов по пылеуловителю, другую половину необходимо пересчитать на снижение себестоимости медных анодов, иначе, на уменьшение потерь при переработке. Пылеуловитель пока обслуживает две печи, с общей производительностью около 225 тонн анодов в месяц. В таком случае снижение себестоимости 16 *кг* анодов от улавливания окиси цинка, составит 33 коп., т.-е. стоимость передела должна упасть до 2 р. 87 коп. на 16 *кг* анодов. Разумеется, при использовании тепла отходящих газов и при работе на более совершенных печах полученная себестоимость понизится в еще большей степени. Пусть себестоимость 16 *кг* катодов, при работе на медных анодах с 98,5 — 99,0% *Cu*, составляет 1 р. 40 к. [1]), тогда полная себестоимость передела будет равна 4 р. 27 к.

Что же касается других недостатков указанного метода, как то: большое количество получаемых шлаков, затяжка плавок, большая потеря цинка в шлаках (около 45% всего цинка шихты), то они остаются пока неустраненными.

II. Передел смешанного лома. Под смешанным ломом мы, главным образом, подразумеваем смешанную стружку, состоящую из неопределенной смеси латунной и бронзовой стружки и, кроме того, содержащую до 12 — 14% баббита и до 10% железа. Если чистые сорта мунцевой стружки все же можно с некоторой натяжкой переделать на мунц со свежими добавками, то стружку указанного состава только и можно подвергнуть переработке для извлечения меди и других металлов.

При этом материале отражательная печь показывает себя с еще бо́льшими положительными сторонами. Разве только при большом содержании олова окисление ванны сильно затягивается. При нормальной работе плавка укладывается почти в 24 часа, шлаки получаются легкоплавкими с содержанием 18 — 20% *Cu* и 2 — 3% *Sn*. Черновая медь, полученная в шахтной печи из этих шлаков, обычно содержит 5 — 7% *Sn* и идет на приготовление бронзовых анодов для электролитического отделения меди от олова. Правда, содержание цинка в этом виде сырья не более 5 — 7%, но все же завод вполне резонно предполагает улавливать его. Особенно хорошо идет переработка этого материала с присадкой небольшого количества красно-медного лома. Если организовать улавливание окиси цинка, использовать тепло отходящих газов, изолировать шлаки для самостоятельной переработки в шахтной печи на черновую медь, с содержанием 12 — 15% *Sn*, то этот способ передела обещает быть наиболее рентабельным из всех способов использования подобного сырья.

III. Заключение. Итак, описанный способ передела цветного лома заслуживает серьезного внимания. Для дальнейшего улучшения его, необходимо обратить внимание на следующие моменты:

[1]) К сожалению, самостоятельной калькуляции передела катодов из медных анодов по заводу не имеем, она общая для всех катодов, полученных из медных, бронзовых и мельхиоровых анодов.

1. Во избежание потери времени при этом способе передела, необходимо иметь мощное воздушное хозяйство для бессемерования металла. На каждую тонну латуни требуется около 250 *куб. м* воздуха с давлением $2^1/_2$—3 атм., а на тонну смешанной стружки около 150 *куб. м*. Недостаток воздуха в нужное время является одним из больных мест Московского завода.

2. Малое количество печей требует ускоренного ремонта их, что сопряжено с лишними расходами по оплате печников и других работ; выгоднее иметь запасные печи.

3. В смысле уменьшения продолжительности ремонтов и ускорения окислительного процесса, малые печи (емкостью в 7—8 тонн) имеют несомненные преимущества.

4. В тех частях печи, где обнаруживалось наиболее сильное разъедание футеровки шлаками, употреблялся магнезитовый кирпич. Выложить же подину и стены печи из магнезита, несмотря на известные преимущества этого кирпича против динаса при шлаках с 18—20% *ZnO*; 30—35% SiO_2; 12—14% *Fe* и 15—20% *Cu*, было не возможно за неимением такового. Необходимо перейти на магнезит при первой возможности.

5. Поступающее сырье часто содержит 10—15% землистых примесей, влагу и пр. Их стоило бы подвергнуть предварительному обогащению и тем самым облегчить работу печей (сокращение количества шлаков, увеличение выхода на единицу загрузки, уменьшение расхода мазута на единицу выпуска и т. д.). Нередки и такие случаи, когда на завод поступают для передела чистые сорта латуни (чистые ружейные гильзы, заводский брак снарядных головок, высечки и пр.), вполне пригодные для переплавки на латунь. Завод их большею частью отправляет на Кольчугино для непосредственного использования, но все же в этом отношении имеются большие пробелы. Предварительное обогащение принесло бы и здесь большую пользу.

6. Дальнейшее усовершенствование всех элементов процесса, а также улучшение и механизация вспомогательных работ соответствующим образом скажутся на экономичности данного способа переработки означенных видов цветного лома.

Проф. А. П. Курдюмов †.

К постановке у нас алюминиевого производства.

(По поводу пятилетних гипотез ОСВОК'а по цветной металлургии).

В опубликованной брошюре о пятилетнем плане развития у нас металлургии цветных металлов [1]) указано, что, в основу плана положена оценка возможной потребности страны в цветных металлах и что „при определении величины потребности были приняты во внимание наметки потребителей, довоенные цифры потребления и темп роста такового в последнее перед мировой войной десятилетие, достигнутый в 1924—25 г. уровень спроса в Союзе на цветные металлы и, наконец,

[1]) Материалы особого совещания по воспроизводству основного капитала при Президиуме ВСНХ СССР. Серия 1. Книга 1. „Цветная Металлургия". Москва. 1926 г. стр. 11.

установленные на I Всесоюзном Совещании по Цветным Металлам цифры будущего в ближайшие годы потребления".

Останавливаясь в настоящей заметке исключительно на вопросе нашего снабжения алюминием, нельзя не заметить, что исчисленная в рассматриваемой брошюре наша потребность на ближайшее пятилетие в этом металле не базируется на указанных выше основаниях и, очевидно, построена на каких-то других данных, остающихся читателю совершенно неизвестными, так как нигде в брошюре о них не говорится.

Если принять во внимание довоенные цифры потребления и темп его роста за последнее перед войной десятилетие, то цифры вероятного потребления получатся, во всяком случае, не те, на которых останавливается пятилетний план.

Средний годовой прирост потребления у нас алюминия за десятилетие перед войной составлял всего около 180 тонн [1]), а потребление в 1913 году—около 1850 тонн.

В результате сильной депрессии промышленной жизни страны за время мировой войны, революции и гражданской войны наша потребность в 1923—24 годах оказалась, во всяком случае, не выше потребности 1913 года [2]), и, таким образом, весь вероятный прирост потребления за десятилетие 1913—1923 г.г. составлявший все сто процентов от потребления 1913 года, вовсе не осуществился в нашей действительности, и сейчас мы стоим перед почти той же величиной спроса на алюминий, какой она была до войны: импортная заявка на алюминий по Главметаллу на 1925—26 г.г. составляет всего 2500 тонн, а потребление 1914 года дало 2260 тонн.

Не думаю, чтобы при определении темпа вероятного роста нашего потребления алюминия можно было базироваться на живости роста этого потребления в довоенное время, да еще рассчитывая среднее увеличение роста за целый десятилетний период времени.

Мощный сдвиг вперед за время войны техники авиационного дела и всей автомоторной промышленности вызвал небывалый спрос на алюминий, который при энергичной поддержке со стороны электротехнической промышленности не только не понизился в послевоенное время, но проявляет все признаки все более и более увеличивающегося роста.

При таких условиях учитывать темп предстоящего роста, базируясь на среднем годовом увеличении этого потребления за десятилетний период перед мировой войной, когда только-что появился дуралюмин, остававшийся еще далеко не изученным, и когда все огромное значение алюминия для современной нам техники едва только намечалось, конечно,—в корне неправильно и, во всяком случае, грешит сильным преуменьшением.

Это обстоятельство учитывается и в пятилетней программе, но, к сожалению, никаких оснований в подкрепление сделанных допущений о предстоящей нашей потребности на ближайшее пятилетие не приводится, и приводимые в программе цифры отличаются полнейшим произволом, как это не трудно видеть из приведенных на стр. 15

---

[1]) Подробные расчеты см. А. П. Курдюмов: „К вопросам создания в России алюминиевого производства". Вып. 6, Трудов Института Прикладной Минералогии и Металлургии. Москва. 1923 г. стр. 16—17.

[2]) Импорт алюминия за 9 месяцев 1924/25 г. (Октябрь-Июнь), 1321 тонна; за тот же период 1923/24 г.—всего 103 тонны. (Вестник Металлопромышленности, 1925, № 9—10, стр. 250). За весь 1924/25 г. импорт составлял таким образом около 1700 тонн, а не 1200, как значится в гипотезах (стр. 42)

предположительных данных: „мы предполагаем рост потребления по годам в следующих цифрах: 1925—26 г.—2 500 *m* 1926—27 г.—3300 *m*, 1927—28 г. 5 000 *m*, 1928—29 г.—6 000 *m*, 1929—30 г.—7 500 *m* и 1930—31 г. 10 000 тонн".

Разница в потреблении между годами получается:

между 1925—26 и 1926—27 — 800 тонн.
„ 1926—27 и 1927—28 — 1 700 „
„ 1927—28 и 1928—29 — 1 000 „
„ 1928—29 и 1929—30 — 1 500 „
„ 1929—30 и 1930—31 — 2 500 „

Почему именно предполагаются такие резкие скачки в потреблении, неизвестно, и с одинаковым основанием можно было бы выписать ряд каких-либо других цифр.

На самом деле, если основываться на более или менее вероятных предположениях, подкрепленных кое-какой практикой, то приходится притти к несколько иным заключениям.

Средний годовой прирост потребления алюминия в России за пятилетие перед войной составлял около 370 т. (Беру среднее за пятилетие так как это все же ближе отвечает росту значения алюминия в последнее перед войной время, чем за десятилетний период).

В эту цифру, очевидно, необходимо ввести весьма существенную поправку, как результат достижений техники последних лет, сильно увеличивших потребление алюминия и указавших для него новые области применения. Не вижу другой возможности определить этот поправочный коэффициент, как только исходя из среднего годового роста мирового потребления алюминия.

В 1913 г. мировое производство алюминия составляло 65 000 *m*, а в 1924—188 000 [1]) *m*, т.-е. за 11 лет увеличилось в 2,89 раза.

Допуская, что темп роста нашего потребления будет отвечать среднему мировому (а в таком допущении много вероятия), мы получаем средний вероятный годовой прирост потребления $(1850 \times 2{,}89) : 11 = \sim 486$ *m* или кругло 500 *m*, т.-е. поправочный коэффициент к довоенному росту потребления у нас алюминия может быть принят 1,35.

Отсюда получаем, исходя из импортной заявки Главметалла на 1925—26 г., вероятное потребление в 1930—31 г. 5 000 *m*, вместо 10 000 *m*, предположенных в программе. Даже считая, что рост потребления из года в год будет прогрессировать и, скажем, удержит твердо процентное приращение первого года (20%), то и тогда картина вероятного потребления на пятилетие будет не та, что предположена в программе, как это видно из приводимой здесь сравнительной таблицы:

Год	Вероятное потребление.	Прирост.		Потребление по предположениям пятилетней программы.	Прирост.	
		в тоннах.	в %		в тоннах	в %
1925—26 г.	2 500	—	—	2 500	—	—
1926—27 „	3 000	500	20	3 300	800	32
1927—28 „	3 600	600	20	5 000	1 700	51,5
1928—29 „	4 300	700	20	6 000	1 000	20
1929—30 „	5 200	900	20	7 500	1 500	25
1930—31 „	6 200	1 000	20	10 000	2 500	33,3

[1]) По данным Metallgesellschaft, Frankfurt á M.: Montanische Rundschau, 16 Nov. 1925. Оттуда La Vie technique et industrielle № 80, Mai 1926.

Таким образом, общая потребность по нашим расчислениям составит через пять лет, в лучшем случае, 248% от потребности текущего года, а по предположениям программы — все 400%. Другими словами, программа в своих предположениях идет вперед, по крайней мере, на три года, а очень вероятно, что и на все десять.

Далее обращает на себя внимание все то, что высказано в пятилетних гипотезах по части алюминия в главе „Строительство новых заводов" (стр. 25).

Привожу это полностью:

„Необходимость постройки в СССР алюминиевого завода при наличии собственных бокситов не требует особых доказательств".

„Вопрос о дешевой энергии, самой крупной статье расхода в производстве этого металла, не получил и не получит у нас удовлетворительного разрешения в ближайшие пять-семь лет до постройки крупных гидро-электростанций, Днепростроя и т. п. Поэтому предполагается первый наш алюминиевый завод построить при Штеровской станции Донбасса (цена *KWH* 1,5 к.) с тем, чтобы по сооружении Днепровской станции производство алюминия было перенесено на нее".

„Практичнее всего начать электроплавку алюминия из привозного глинозема; в то же время наши опыты по установлению собственного способа получения глинозема позволят нам приступить к постройке завода для получения этого материала из нашего Тихвинского боксита; за это время также продвинется вопрос о производстве собственных электродов".

„Намеченная схема установления у нас алюминиевого производства — наиболее дешевая. При своевременном отпуске средств завод на Штеровке можно начать строить в 1925—26 г. и пустить в 1927—28 г. на 70 000 пуд., в 1928—29 г.—на 150 000 пуд., а затем по 300 000 пуд. алюминия в год".

Позволительно заметить, что необходимость постройки у нас алюминиевого завода вовсе не находится в какой-либо зависимости от наличия собственных бокситов, а обусловливается исключительно самодавлеющим значением алюминия в современной и особенно, военной технике.

Если бы у нас даже не было никаких бокситов, то все равно алюминиевый завод надо строить, чтóбы не оказаться в трудную минуту жизни государства в такой же жалкой зависимости от иностранцев, как это было в минувшую войну.

Отсутствие собственного боксита не является фактором, исключающим собственное алюминиевое производство. Показательные примеры мы видим в Швейцарии, Норвегии, Канаде, которые вовсе не имеют бокситов, и, наконец, в Германии, бокситы которой почти ничего не дают для ее недавней, но уже мощной алюминиевой промышленности.

В мирное время наши заводы при отсутствии своего боксита могли бы работать на привозном боксите, как делают это заводы указанных стран, в военное—на глиноземе, получаемом кислым способом из собственных белых глин. Это, во всяком случае. было бы дешевле, чем получать алюминий в военное время извне, не говоря уже о надежном обеспечении необходимейшим материалом.

Сделанное в приведенной выше выдержке указание, что энергия является самой крупной статьей расхода в производстве алюминия, совершенно не верно. Данные заграничной практики показывают, что наиболее крупной статьей расхода в этом производстве является вовсе

не энергия, а глинозем, как это видно из приводимой здесь таблицы среднего процентного соотношения статей расхода по литературным иностранным источникам [1]).

Окись алюминия	37%
Фтористые соли	8%
Электроды	18%
Энергия	15%
Персонал	13%
Общие расходы	9%
	100%

По имеющимся данным расход на глинозем колеблется между 20,8% [2]) и 45,2% [3]) от производственной стоимости алюминия, не считая расходов на уплату процентов на капитал и погашение имущества, а расход на энергию колеблется между 6,7% [4]) и 23,8% [5]).

Конечно, постановкой алюминиевого производства в совершенно неподходящей для него обстановке можно вогнать стоимость энергии в очень крупную величину, а так как алюминиевое производство требует непрерывной затраты очень большой энергии, то, естественно, стоимость этой энергии должна быть ограничена некоторым пределом. Такой предел был указан Первым Всесоюзным Совещанием по Цветным Металлам в 0,5 коп. за *KWH*, и переходить его, имея возможность этого не делать, было бы очень неосторожно, чтобы не сказать больше.

Если можно особенно не считаться со стоимостью энергии при опытном производстве, то это совершенно недопустимо при промышленном производстве, а между тем, то, что предлагает пятилетняя программа на Штеровке, никак не может назваться опытным производством.

С первого же года пуска в ход (1927—28 год по предположениям программы) Штеровский завод должен дать 1200 *т*, на следующий год—2250 *т* и затем каждый год по 5000 *т* алюминия, что потребует расхода энергии в первый год 50 400 000 *KWH* по переменному току, во второй—105 000 000 *KWH* и затем ежегодно, до переноса производства на гидроэлектрическую станцию, 210 000 000 *KWH* [6]).

Считая, что Штеровскому заводу придется работать лет пять и стоимость *KWH* 1,5 коп., это составит в общей сложности расход в 11 781 000 рублей или по 630 рублей на тонну выработонного алюминия.

Интересно, во что же обойдется тонна своего алюминия, при условиях выработки его, указанных в пятилетних гипотезах, т.-е. при

[1]) Подробности: А. П. Курдюмов—„Опыт экономических подсчетов стоимости сооружения у нас алюминиевых заводов и себестоимости алюминия". Труды Института Прикладной Минералогии и Металлургии. Вып. 28-й стр. 45—46.

[2]) Wilfried Kossmann: „Ueber die wirtschaftliche Entwicklung der Aluminiumindustrie". Colmar, 1911.

[3]) Dr. F. Winteler: „Die Aluminium industrie". Braunschweig. 1903. Dr. R. Debar: Die Aluminiumindustrie. Braunschweig. 1925.

[4]) Dr. Dux: „Die Aluminium-Jndustrie Akiiengesellschaft Neuhausen und ihre konkurrenz Gesellschaften". Luzern. 1912.

[5]) Robert J. Anderson: „The Metallurgy of Aluminium and Aluminium Alloys". New-Iork, 1925.

[6]) Согласно с мнением Секции Цветных Металлов Плановой по Днепрострою Комиссии (Протокол № 6 Заседан. Секции 26 Ноября 1925 г.) расход энергии по переменному току на одну тонну алюминия принимается в 42 000 *KWH*.

работе на Штеровской энергии, покупной окиси алюминия и покупных электродах?

Производственная стоимость тонны глинозема, полученного по способу Байера (наиболее употребительный сейчас способ) составляет около 275 марок[1]) или около 127 руб. при переводе курса по золотому паритету.

Считая по крайней мере, 20% предпринимательской выгоды и полагая 10% на укупорку (бочки) и фрахт, получаем вероятную стоимость покупного глинозема на Штеровском глиноземном заводе около 170 рублей тонна без пошлины. Стоимость остальных факторов, определяющих себестоимость алюминия, кроме электродов, беру как указано в цитированном выше протоколе Секции Цветных Металлов Комиссии по Днепрострою.

Исходя из всех этих данных, вероятная себестоимость тонны алюминия, выплавленного из покупного глинозема и на покупных электродах на Штеровском заводе, будет:

2 тонны глинозема	340	руб.
Фтористые соли	60	„
Электроды и набойка (покупные) . . .	400	„
Энергия	630	„
Персонал	80	„
Общие расходы	90	„
Итого	1 600	руб.

Сюда надо присоединить еще амортизацию зданий для электролиза с понижательной подстанцией, жилищного строительства, а также и всего того оборудования, которое не найдет себе места при переносе завода к гидроэлектрической станции. Весьма вероятно, что такого имущества будет достаточно, так как электрический режим Штеровской станции, насколько известно, не согласован с режимом Днепровской централи.

К этому необходимо еще добавить проценты на капитал и его погашение и уплату процентов на оборотный капитал.

Все эти неизбежные начисления, по самому скромному расчету, лягут на тонну выработанного алюминия нагрузкой, по крайней мере, в триста рублей, и, таким образом, себестоимость своего алюминия, не считая ни налогов, ни предпринимательской прибыли, необходимой хотя-бы для образования своего оборотного капитала, едва ли будет меньше 1 900 рублей тонна, т.-е. свой алюминий обойдется дороже импортного, по крайней мере, на 330 рублей за тонну, что на всю продукцию Штеровского завода (18 700 *m*), составит чистую потерю больше шести миллионов рублей, а с учетом пошлины—около тринадцати миллионов[2]) и потому едва ли можно согласиться с авторами пятилет-

[1]) Das Haglund-Verfahren der elektrothermishen Herstellung von reinem Aluminium oxid—von Dr. Franz Meyer. Metall und Erz, 1926, H. 10.

[2]) По расчетам пятилетних гипотез (без всякого, в прочем, цифрового подтверждения этих расчетов) себестоимость алюминия в первый операционный год—1 770 р., продажная цена 1 950, прибыль 180 рублей; во второй операционный год себестоимость 1 710 р., продажная цена 1 830, прибыл 120 рублей и на третий год кампании завода—себестоимость 1 650 рублей, продажная цена 1 770 и прибыль 120 руб. Общая прибыль за три года определяется гипотезами в 1 101 600 р. На самом деле, вместо этой прибыли, государство понесет при стоимости импортного люминия 1 570 р. фактический убыток более двух миллионов рублей, если придерживаться только данных брошюры, а за 5 лет—более 4 миллионов. Если же учесть потерю на пошлине, то за три года убыток этот составит более пяти миллионов рублей, а за пять (период деятельности Штеровского завода)—около одиннадцати миллионов.

них гипотез по алюминию, что „намеченная схема установления у нас алюминиевого производства — наиболее дешевая", не говоря уже о том, что никакой схемы установления у нас алюминиевого производства в пятилетних гипозетах не имеется, так как предложение вести выплавку алюминия на Штеровской централи и на привозных иностранных глиноземе и электродах никак нельзя рассматривать, как схему установления своего производства. Это без малого, такое же свое производство, как и создание собственных складов импортного алюминия.

Для того, чтобы можно было говорить о собственном производстве, надо, прежде всего, чтобы это производство было совершенно независимым от заграничных поставщиков, а для этого нужно иметь собственные заводы — глиноземный и угольно-электродный.

Они должны быть выстроены и начать производство раньше, чем начнет свою кампанию постоянный выплавочный завод (электролиз) на гидроэлектрической станции, а для того, чтобы их можно было выстроить, надо, прежде всего, твердо знать из какого материала и как они будут работать.

Если этот вопрос не представляет особенных затруднений в отношении электродного завода, то в отношении глиноземного он совершенно не разработан в мало-мальски крупном масштабе. Мы до сих пор не знаем, какой способ переработки на окись должен быть принят для наших Тихвинских бокситов. Сейчас с большими трениями организуются только полузаводские опыты переработки этих бокситов по способу Кузнецова-Жуковского и ничего не слышно, кроме пожеланий, относительно крупного испытания других способов, давших при лабораторном опробовании хорошие результаты.

Мы даже не можем сказать с полной уверенностью, будут ли намечаемые способы, в приложении к Тихвинской руде, более выгодными, чем получение в наших условиях глинозема прямо из глин.

В виду почти полной нашей неосведомленности в этой важнейшей стороне алюминиевой задачи, следовало бы, вместо выбрасывания денег на производство собственного алюминия на чужом глиноземе, заняться основательной разработкой вопроса о получении собственного глинозема из собственного сырья, пока в нашем распоряжении имеется еще время до постройки подходящей гидроэлектрической станции.

Я вовсе не хочу этим сказать, что на Штеровке ничего делать с алюминием не надо. Очень даже надо (если, кроме Штеровки с ее полуторакопеечным *KWH*'ом, ничего лучшего не имеется [1]), но только не в масштабе крупного промышленного производства, как намечают пятилетние гипотезы, а в размере крупного опытного производства, главная цель которого не столько поставка собственного алюминия, хотя это, естественно, тоже будет, сколько подготовка достаточно опытного персонала для обслуживания постоянного завода на гидроэлектрической станции с действительно дешевой энергией.

Для этой цели 500—700 *m* годового производства и 2—3 года работы совершенно достаточно. Дорогая энергия и покупные за границей глинозем и электроды вполне оправдываются преследуемой

[1]) По сообщению инж. Е. Мокршицкого (Горн. Журнал 1925, № 2) себестоимость киловатт-часа на Штеровке составит 1,5—2 коп., не считая стоимости штыба и амортизации. С учетом этих расходов „стоимость киловат-часа энергии будет выражаться цифрой не выше 3 коп." Таким образом, весьма и весьма возможно, что в исчисленную выше себестоимость алюминия придется в действительности внести очень существенную поправку в сторону увеличения.

здесь целью, но все остальные расходы должны быть сведены до минимума.

Я имел уже случай высказать свое мнение по поводу такой временной опытной установки [1]).

Лучше всего и в техническом и в экономическом отношениях было-бы полностью использовать для такой опытной установки одну из батарей ванн, которые впоследствии будут обслуживать постоянный завод электролиза.

Предполагаю для иллюстрации сказанного установку электролиза такого же типа, как на заводе в Horem [2]) в Германии.

Каждая батарея содержит 26 печей-ванн, соединенных последовательно. Рабочий постоянный ток 200 вольт и 15 000 амп. Каждая ванна в серии, таким образом, берет: $15\,000 \times (200 : 26) = \sim 115$ *kw*.

В расчете на среднее использование тока 65—70%, ванна может дать в сутки 79—85 *кг* алюминия или в год 26—28 тонн, т.-е. на заводе, производительностью в 10 000 годовых тонн алюминия, как предположено Первым Всесоюзным Совещанием по Цветным Металлам, должно быть 364 ванны (9 500—10 200 тонн), т.-е. 14 серий по 26 ванн каждая.

При таком распределении ванн на постоянном заводе удобней всего было бы взять на опытный (учебный) завод одну серию в 26 ванн с мотор-генератором. Если мотор не может быть взят того же типа, что и предположенный на постоянном заводе, в виду несогласованности режима Штеровской и Днепровской централей, то, по крайней мере, генератор постоянного тока должен быть того же типа, чтобы избежать лишних затрат и неудобств, вызываемых разнообразием машин, при переносе этой установки на постоянный завод.

Я уже писал в цитированных выше трудах, что удобство такого именно оборудования временной Штеровской станции в том, что, во-первых, оно представляет из себя точный сколок целой батареи большого постоянного завода, которая с постройкой этого завода почти полностью перейдет на него, а во-вторых, вся работа на такой цепи ванн будет в точности отвечать работе на отдельных батареях постоянного завода, и, следовательно, обученный на временной установке персонал, перейдя на постоянный завод, с первого же дня окажется в знакомой рабочей обстановке, и ему не придется приноравливаться к чему-нибудь новому. Подобрав надлежащим образом по качеству и количеству технический и рабочий персонал на временной станции, мы с переходом на постоянный завод будем иметь в своем распоряжении уже готовый кадр достаточно опытных мастеров и руководителей, что, конечно, чрезвычайно облегчит первые шаги нового завода, несомненно существенно уменьшит неизбежные неполадки и сопровождающий их брак.

Только такая организация дела на Штеровке представляется мне рациональной и действительно наиболее дешевой.

При серьезном желании прочно поставить у нас собственное, независимое алюминиевое производство все внимание должно быть сейчас обращено на изучение методов переработки на чистый глинозем нашего сырья и на сравнительное изучение экономической стороны дела при использовании того или иного метода. В этом деле нельзя слишком экономничать, потому что излишняя экономия здесь

[1]) „Опыт экономических подсчетов стоимости сооружения у нас алюминиевых заводов и себестоимости алюминия". Труды Института Прикладной Минералогии и Металлургии. Вып. 28, стр. 55.

[2]) Hugo Krause: „Das Aluminium und seine Legierungen". Wien und Leipzig. 1923 S. 121—122. Завод этот в настоящее время закрыт.

угрожает в будущем совершенно непроизводительными миллионными затратами.

В виду важности затронутого вопроса, позволяю себе несколько отклониться от прямой темы настоящей статьи.

Из того, что нам известно до сих пор, не видно, чтобы вопрос с окончанием необходимейших опытов хоть сколько-нибудь подвинулся вперед за последние два года. Правда, какие-то средства на расширенные опыты получения глинозема по способу Кузнецова-Жуковского отпущены, но позволительно спросить, почему именно отпущены средства на эти опыты, а не на опыты, например, со способами Байера, Пенякова, на работы профессора А. А. Яковкина, повидимому, обещавшие хорошие результаты?

Совершенно недопустимо при решении столь важного вопроса, как выбор способа для переработки нашей Тихвинской руды, останавливаться произвольно на каком-нибудь способе, не имея никакого понятия об экономической ценности других.

Кроме упомянутых выше опытов, перед нами в настоящее время встали еще два вопроса на ту же тему о наивыгоднейшем использовании нашего сырья. Я говорю о способе Haglund'a и об использовании, для получения окиси алюминия, глин.

Повидимому, способ Haglund'a, опубликованный в 18 томе американского журнала Industrial and Engineering Chemistry, окажется особенно подходящим для наших бокситов.

Способ этот чисто электротермический и по существу отличается от способа Кузнецова-Жуковского тем, что в нем мы получаем не алюминат, с которым приходится еще проделывать ряд операций для получения самого глинозема, а раствор глинозема в сернистом алюминии. При затвердевании этого шлака окись алюминия кристаллизуется, и сульфид без труда отделяют от нее, переводя в гидрат.

Глинозем получается чище, чем обычно употребляемый теперь для электролиза: по данным анализов глинозема, полученного по этому способу в Швеции и Германии, содержание в нем кремнезема колебалось от следов до 0,12% в то время, как окись алюминия, получаемая обычными, установившимися в крупной заводской практике способами, содержит от 0,1% до 0,3% кремнезема, около 0,05% окиси железа и от 0,05 и даже до 0,5% окиси натрия.

По литературным данным строительная стоимость завода, работающего по способу Haglund'a, много ниже стоимости заводов, работающих по одному из прежних способов. Завод на годовую производительность в 25 000 тонн глинозема (примерно то, что требуется нам при производстве 10 000 тонн металлического алюминия), по расценке одной из крупных алюминиевых компаний, проектировавшей этот завод, обходится в 5 миллионов марок (2 300 000 рублей): в 4 раза дешевле, чем—работающий по одному из старых химических способов.

Очевидно, такая крупная разница в строительной стоимости влечет за собой и крупное сбережение на платеже процентов и амортизации, приходящихся на тонну выработки. (Около 60 р. на тонну выработанного алюминия).

Главное, однако, преимущество этого способа в том, что он дает возможность с выгодой использовать те бокситы, которые по обилию кремнезема и железа представляются мало пригодными для переработки их обычными химическими способами: в роде наших Тихвинских.

Опыты получения глинозема по способу Haglund'a, широко проведенные в 1924 г. на одном из крупнейших заводов Германии,—

Lautawerk, позволили довольно точно определить заводскую стоимость чистого глинозема, получаемого по этому способу.

Стоимость эта без оплаты привилегии для случая, когда боксит предварительно обрабатывается сероводородом, оказалась с учетом амортизации и процентов — 150,25 марок (около 70 рублей) тонна и для варианта без предварительной обработки сероводородом— 163 марки (около 75 рублей), в то время, как стоимость глинозема, получаемого по способу Байера при тех же средних ценах на материалы завода с годовым производством 25 000 тонн, оказывается— 273,4 марки (около 127 рублей) тонна [1]).

Разница в стоимости способов Haglund'a и Байера столь велика, что игнорировать способ Haglund'a в наших условиях было бы просто преступно.

Быть может, в виду особенностей наших бокситов и при нашем желании, как можно скорей установить у себя собственное, независимое, алюминиевое производство, было бы проще всего приобрести привилегию Haglund'a, конечно, предварительно испытав ее полную пригодность для обработки нашей руды.

Что касается до получения чистой окиси алюминия из других, кроме боксита, глинозем-содержащих пород, то вопрос этот до последнего времени оставался открытым, так как применявшиеся для его разрешения методы, не представляя особых технических затруднений, оказывались менее хозяйственно-выгодными, чем работа с бокситами по установившимся способам.

Так обстояло дело до сравнительно недавнего времени, но сейчас, если верны журнальные сообщения, повидимому, в этой области получены весьма благоприятные результаты. Судя по последним сообщениям из Японии, настойчивые опыты Токийской Промышленной Лаборатории и Митсубиши—Института над переработкой на окись алюминия глин и фосфатов увенчались настолько полным успехом, что в настоящее время Nippon Aluminium Company, Nippon Denryoku, Furukawa Mining Company и Mitsubishi Mining Company предпринимают уже шаги к скорейшему установлению у себя производства по вновь разработанному способу.

Для нас не может быть безразличен этот факт при ненадежности наших бокситов и при наличии мощных запасов великолепных маложелезистых глин.

Не отказываясь от опытной выплавки алюминия в расширенном масштабе (500—7000 годовых тонн) на привозном глиноземе и на более или менее подходящей энергии (на Штеровке, например, если ничего лучшего не найдется), нам необходимо года два посвятить всестороннему изучению дела во всей его полноте, в особенности,—для получения исчерпывающих цифровых данных по вопросу о выборе метода для получения своего глинозема из своего сырья. Вопрос о выборе места для предполагаемых заводов также нуждается в основательной разработке. Только окончательно решив эти вопросы, на основе хорошо проработанных и продуманных данных, можно приступать к проектированию заводов на всю мощность задуманного производства с таким расчетом, чтобы без лишних затрат и переделок можно было постепенно разворачивать его в желаемой степени.

Это есть начальная стадия работ по установлению у нас алюминиевого производства, фундамент, на котором будет построено все это

[1]) В способе Кузнецова-Жуковского окись алюминия обходится 213 р. 50 к. тонна (3 р. 50 пуд.) т.-е. в три раза дороже, чем в способе Haglund'a.

сложное и новое для нас сооружение, и поэтому надо сделать все, от нас зависящее, чтобы фундамент этот был действительно солидным.

Никакого фундамента, к сожалению, в пятилетних гипотезах по алюминию не видно (возможно, впрочем, он так глубоко заложен, что его и нельзя видеть).

О необходимых крупных опытах сказано в этих гипотезах только вскользь в цитированной выше выписке, а при исчислении необходимых на постановку средств об этих опытах забыто (стр. 81). В этом то и беда нашей хозяйственности, что мы забываем о самом необходимом и, конечно, если на это необходимое не будет отпущено средств, то едва ли получится что-либо доброе от предпринятого на авось.

Вообще, надо сознаться, что пятилетние гипотезы по алюминию в том виде, как они изложены в материалах Особого Совещания по Воспроизводству Основного Капитала, оставляют желать многого, даже в смысле чисто арифметических подсчетов.

Насколько известно, например, предполагается здание завода на Штеровке построить сразу на полную производительность в 5 000 тонн, а печи и электрическое оборудование ставить постепенно: в первую очередь поставить две батареи ванн по 20 печей и 10 000 ампер каждая, а затем постепенно еще две серии по 20 печей на 20 000 ампер.

Как сказано в приведенной выше выдержке, первые два года из пяти предполагается затратить на постройку и оборудование, а с третьего года начать производство с 70 000 пуд., затем на следующий (4-й) год—150 000 пуд. и далее по 300 000 пуд. в год.

Таким образом, на первый производственный год завод будет оборудован 40 ваннами на 10 000 ампер каждая и с этим оборудованием предполагается получить 70 000 пуд., на второй год производства при оборудовании 40 ваннами по 10 000 ампер и 20—по 20 000 амп. ожидается производительность в 150 000 пуд. и, наконец, на третий год,—40 печей по 10 000 амп. и 40 печей по 20 000 амп., производительность ожидается в 300 000 пуд.

По закону Фарадея один ампер в секунду выделяет 0.093541 *мг* алюминия. Это теоретический максимум. Таким образом, 10 000 ампер-часов—теоретически выделяют $0{,}093541 \times 60 \times 60 \times 10\,000 = 3{,}3675$ *кг*, т.-е. каждая ванна в 10 000 ампер дает в год теоретически (значит, при 100% использования тока) $3{,}3675 \times 8\,000 = 26{,}94$ тонны, а сорок ванн—1077,6 тонн (65 734 пуда, считая тонну в 61 пуд). Это то теоретическое количество алюминия, которое отвечает двум сериям печей в 10 000 амп. по 20 печей каждая, т.-е. отвечает тому оборудованию, которое предположено на Штеровке в первый год производства и от которого ожидается 70 000 пудов. Другими словами, от этого оборудования ожидается рабочий эффект с использованием тока в 106%. Явный абсурд.

На второй год производства ожидается 2 500 тонн (150 000 пуд.), а теоретический выход по току $1077{,}6 \times 20 \times 2 \times 26{,}94 = 2155{,}2$ тонн = = 131 467 пуд., т.-е. коэффициент использования 114% (!). Наконец, на третий год производства предположено 5 000 тонн (300 000 пуд.), а теория дает $2155{,}2 \times 20 \times 2 \times 26{,}94 = 3232{,}8$ тонн = 197 201 пуд.; коэффициент использования тока выходит 152% (!).

Ясно, что предположенное оборудование и предполагаемая производительность не связаны между собой никаким расчетом.

На самом деле, в современном крупном производстве только при особо благоприятных условиях выход по току достигает до 95% теоретического (завод Lauta, например, временами давал 1 *кг* алюминия

при затрате всего 25 *KWH*), но обыкновенно, благодаря неизбежным и довольно частым неполадкам в производстве электролиза, нельзя рассчитывать на средний годовой выход по току более 70%.

Принимая эту поправку, получим для первого года работы Штеровского завода выпуск металла всего около 750 тонн, для второго—1 500 и для третьего—2 250, а всего за три года работы около 4 500 тонн, вместо предположенных (стр. 43) 8 700 тонн, т.-е. фактически будет выполнено только около 52% предположенной программы.

Далее нельзя не обратить внимание на совершенную ненужность крупных затрат на возведение солидного здания для электролиза и других построек и на жилищное строительство. На здание электролиза намечается около миллиона рублей, насколько об этом можно судить, расшифровывая суммарные цифры предполагаемых затрат на заводские постройки, сооружения и оборудование (стр. 80), а на жилищное строительство намечается 700 000 рублей. Здание для электролиза, в виду его временного характера, должно быть самого дешевого типа. Площадь пола, рассчитанная по числу крупных ванн-печей, укладывается в 2 700 *кв. м* (кругло 600 кв. саж.). При хорошей вытяжной вентиляции высота стен может быть ограничена 4,5 *м* и, таким образом, кубатура здания (не считая пространства под стропилами) составит 12 000 *куб. м*, а вместе с подкрышным пространством около 18 000—20 000 *куб. м*. Даже считая по 16 руб. *куб. м* (согласно имеющихся справок), стоимость всего здания электролиза укладывается в 300 000 рублей, а с разными дополнительными постройками не должна превзойти 400 тысяч (щедро—пятисот).

С жилищным строительством тоже что-то не так. В брошюре ничего не говорится о числе рабочих в производстве, но в предварительных расчетах, насколько известно, на первый год число рабочих в производстве принималось в 550 человек, на второй—750 и на третий—1 150, считая эти количества на все три завода алюминиевого комбината: глиноземный, электродный и выплавочный.

Из практики французских заводов известно, что на 1 *кг* алюминия на всех трех названных заводах приходится в среднем 0,06 рабочих дней.

Исходя из этой нормы, число рабочих в первый год производства (1 120—1 200 тонн) определяется в 200—220 человек, во второй—(2 500 тонн)—455 человек и на третий (5 000 тонн)—910 человек.

Таким образом, в первом, производственном году число рабочих преувеличено на 350—320 человек, во втором—на 295 и в третьем—на 240.

Никак нельзя отнести это преувеличение на счет рабочих, занятых на рудных разработках, так как тогда получилось бы явное несоответствие: добыча прогрессивно увеличивается (~ на 100% ежегодно), а число рабочих уменьшается. Таким образом, объяснения этому излишку в числе предположенных рабочих не имеется, так как речь идет о рабочих, занятых в производстве. Остается объяснить этот излишек только новизной дела, когда, естественно, рабочих требуется больше, чем на вполне установившемся производстве.

Так как за время деятельности Штеровского завода ни собственного нашего завода глиноземного, ни электродного не будет, то можно, очевидно, говорить только о числе рабочих, занятых в производстве электролиза. Число это может быть, примерно, определено по данным французской практики, исходя из нормы 0,025 рабочего дня на 1 *кг* алюминия, т.-е. для случая Штеровки—на первый год производства требовалось бы всего 85—90 человек, на второй—190 и на третий—380.

Понятно, однако, что французская практика, относящаяся ко вполне установившемуся производству, не может быть без поправок принята у нас и, мне кажется, не было бы ошибкой принять на Штеровском заводе число людей, занятых на производстве, по одному человеку на печь и три смены.

Для получения намеченного в гипотезах годового тоннажа алюминия (5 000 тонн) потребуется не 40 печей по 10 000 ампер и 40 по 20 000 ампер, как предполагалось в предварительных подсчетах, а 60 печей по 10 000 ампер (2 серии по 30 печей) и 104 печи по 20 000 ампер (4 серии по 26 печей): в первый год 60 печей (по 10 000 ампер), а затем на второй и третий год прибавляется по две серии в 26 печей и 20 000 ампер каждая.

По этому расчету, с прибавкой 10% на обслуживающий персонал, кроме рабочих у печей, получаем число рабочих в производстве в первый год 200 человек, на второй—370 и на третий—540.

Так как на каждого человека по действующим нормам считается достаточным 9 *кв. м* жилой площади, а допустимая высота жилых помещений 2,5 *м*, то, в виду временного характера жилищных построек на Штеровке, этих предельных норм и следует держаться.

Простейшей конструкции и отделки глинобитный дом (весьма распространенный на юге тип), крытый тесом или толем, расценивается сейчас около 5 рублей *куб. м*. Таким образом, на все жилищное строительство, учитывая в численности рабочего персонала надбавку в 20% на семейных, придется затратить около 75 000 рублей, а считая со служебными постройками—около ста тысяч рублей, вместо предположенных в гипотезах семисот тысяч. При этом в первые два года (до начала кампании завода) надо построить всего на 250 человек с затратой около 37 000 рублей, вместо 400 000, предположенных в гипотезах; а в два следующие года—на 200 человек с затратой около 30 000 рублей ежегодно, вместо двухсот и ста тысяч.

Полагаю, что все изложенные здесь недочеты и промахи довольно ясно говорят о необходимости пересмотреть пятилетние гипотезы по алюминию и составить их в бо́льшем соответствии с действительной потребностью дела и экономическими выгодами задуманного предприятия, а через него и всего государства.

Горн. инж. П. И. Юдинсон.

Производство динаса и огнеупорного кирпича в Англии.

Описание огнеупорного цеха завода Consett Iron Works.
(Из материалов по заграничной командировке).

В виду большого внимания, уделяемого в последнее время вопросам огнеупорного дела вообще и динаса в частности, мне представляется небезинтересным для русских техников помещаемое ниже описание сырья и производство одного из лучших английских заводов, который удалось осмотреть во время заграничной командировки.

Металлургический завод Consett Iron Works расположен в 7 часах езды по железной дороге от Лондона, в 350 *км* к северу от него, в центре Нью-Кастельского угольного и промышленного района.

Огнеупорный цех при этом заводе возник первоначально в виде небольшого подсобного отдела для удовлетворения собственных потребностей в огнеупорном припасе; однако, вследствие значительного спроса со стороны других предприятий, особенно газовых заводов и высокого качества изделий, цех этот был значительно расширен и заново переоборудован и его пропускная способность в настоящее время составляет 50000 *m* в год, из них:

25000 *m* шамотных изделий и 25 000 *m* динасовых.

Необходимо отметить, что по словам заводоуправления, спрос на динас имеет все время тенденцию к росту и постепенному вытеснению шамота.

На развитие этого цеха в Консете, помимо все увеличивающейся собственной потребности, особенно повлияли требования, предъявляемые со стороны газовых заводов, где шамот как в Англии, так и на континенте, все более и более вытесняется кварцевым кирпичем. Это объясняется не только его большей стойкостью, но и улучшением в кварцевых ретортах процесса газефикации углей вследствие возможности достижения более высоких температур и лучшей их теплопроводности, особенно при высоких температурах.

По опытам завода Консет при применении кварцевых реторт вместо шамотных выработка газа значительно увеличивается (до 40% по данным завода), а время карбонизации соответственно уменьшается [1]).

В связи с этим на заводе резко чувствуется большое внимание к динасовому и некоторое пренебрежение к шамотному производствам.

Сырье. Сырьем для выделки огнеупорных изделий служат нижеописанные почти исключительно местные материалы: глины и кварциты.

Огнеупорные глины. Огнеупорные глины залегают совместно с угольным пластом (в его почве) и добываются тут же на заводской территории из глубоких шахт. По геологическим условиям своего залегания, глины эти подчинены здесь, как и в большей части месторождений Англии и других стран. продуктивному ярусу нижнекаменноугольных отложений.

Консетские глины очень жирны наощупь, пластичны и содержат значительное количество органических веществ.

Химический и физический их анализы даны в таблице I.

Интересно отметить сравнительно невысокую огнеупорность глин (1650—1690°С), но за границей, в последнее время главное внимание обращают не столько на плавкость глин, сколько на температуру их размягчения под нагрузкой, и в этом отношении глина № 1 считается по качеству выше глины № 3, несмотря на бóльшую огнеупорность последней.

Кварцевые материалы. В качестве исходных материалов для изготовления динаса служат кварциты, песчаники и „ганистер“ (ganister) своеобразная весьма распространенная в Англии кварцевая порода, имеющая как бы характер переходной от песчаников к кварцитам.

„Ганистер“ и является в Англии главнейшим сырьем для производства динаса, кварциты же и песчаники играют сравнительно подчиненную роль.

Обычно ганистер представляет собой тонко-кристаллическую пластообразно залегающую кварцевую породу, состоящую из угловатых кварцевых зерен, плотно прижатых друг к другу и сцементированных вторичным кремнеземом. Вследствие остроугранности зерен, они тесно примыкают одно к другому и свободный промежуток между ними сведен к минимуму. Любопытна равномерность зернышек кварца, размеры которых колеблются всего в пределах от 0,05 до 0,15 *мм*.

Порода отличается большой чистотой и состоит почти исключительно из одного кварца. Включения же других минералов, как-то: слюды, полевых шпатов и проч.

[1]) Доклад Middleton'a „Refractory Materials in Carbonising Practice“, напечатанную в № от 21/x 1925 г. Gas-Journal.

очень редки. Даже в цементирующем материале присутствие железистых и углекислых соединений ничтожно. Наблюдаются только незначительные количества мелко распыленных органических остатков, обуславливающих светло- и темно-серую окраску породы.

Таблица I.

	№ 1 Consett	№ 2 Consett	№ 3 Crook
SiO_2	57,32	55,17	47,48
TiO_2	1,07	1,06	1.08
Al_2O_3	26,71	28,70	33,10
Fe_2O_3	1.39	1,37	1,64
MnO	0.03	0,04	0,03
CaO	0.18	0,13	0,30
MgO	0,72	0,55	0.65
K_2O	2,31	1,92	4,46
Na_2O	0,05	0,04	0,05
Li_2O	следы	следы	следы
H_2O при 105° C	1.81	1,93	2,29
H_2O выше 105° C	7,69	8,60	8.37
P_2O_5	0,07	0,11	0,09
FeS_2	0,07	0,13	0,07
Органич. вещества	0,59	0,38	0.47
CO_2	0,03	0,01	0,17
Сумма	100,04	100,14	100,25
Потеря при прокаливании	10,46	11,29	11,43

Огнеупорность	*SK*	29	30—31
	C°	1650	1670—1690
Температура размягчения под нагрузкой в 50 фунтов на 1 *кв. дм.*	*Sk*	17	15—16
	C°	1480	1435—1460

Усадка при обжиге:

SK 05*a*	1000° C	2,7%	3,7%
SK 01*a*	1080° C	5,4%	5,3%
SK 3*a*	1140° C	7,5%	5,4%
SK 6*a*	1200° C	8,8%	7,1%
SK 10	1300° C	9,4%	10,3%

Пористотсть после обжига:

SK 05*a*	1000° C	26,99%	23,0%
SK 01*a*	1080° C	22,99%	21,5%
SK 3*a*	1140° C	14,96%	21,1%
SK 6*a*	1200° C	8,16%	21,0%
SK 10	1300° C	2,26%	3,2%

Для лучшего уяснения структуры английских кварцевых материалов, приводим наиболее характерные шлифы их.

Микроструктура кварцевых материалов.

Ганистер.

Рис. 1. Шлиф ганистера из карьера West-Butsfield, принадлежащего описываемому заводу Consett Iron Works (снимок карьера помещен ниже, на рис. № 8—9). Порода считается первокласным сырьевым материалом для динаса и действительно, как видно из микрофото-

графии шлифов, она состоит из тесно соприкасающихся угловатых зернышек кварца с небольшим количеством промежуточного материала из вторичного кремнезема.

Количество посторонних включений крайне незначительно.

Зерна кварца очень мелки (около 0,1 *мм*) и отличаются большой равномерностью.

Шлиф дан в поляризованном свете при 30-кратном увеличении.

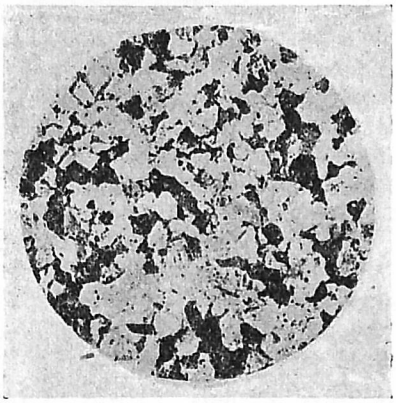


Рис. 1.

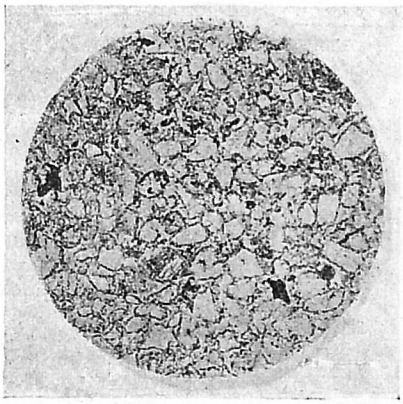


Рис. 2.

Рис. 2. Того же качества ганистер из того же месторождения, представляющего образец почти полного вторичного окремнения породы.

На шлифе (в обыкновенном свете) ясно видны резкие очертания угловатых зерен кварца первоначально разделенных друг от друга, а теперь связанных в общую массу вторичным кремнеземом, выпавшим из раствора.

Кварциты. Рис. 3. Образец кварцита из Иоркшира (из каменноугольных отложений). Тоже очень хороший материал для производства динаса, весьма близко напоминающий ганистер. Зернышки кварца здесь несколько крупнее, а цементирующий кремнезем немного мутноват.

Порода отличается большой чистотой, в ней только изредка попадаются включения слюды. Увеличение в 30 раз, при скрещенных николях.

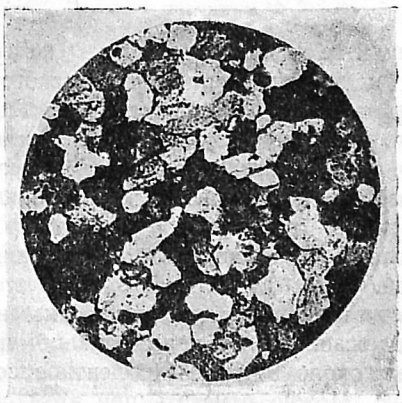


Рис. 3.

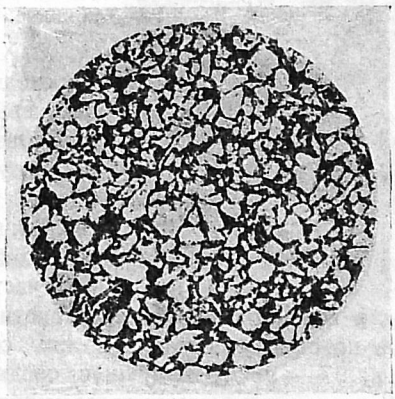


Рис. 4.

Рис. 4. Шлиф (в поляризованном свете) шотландского кварцита. Грубо кристаллическая порода из тесно соприкасающихся зерен кварца и щелочного полевого шпата перлитового строения (серые зерна на шлифе). Материал второсортный. Увеличение в 17 раз.

Песчаники. Рис. 5. Ланкаширский песчаник (из каменноугольных отложений). Сложение его мелкозернистое, но количество посторонних примесей, состоящих, главным образом, из слюды, заполняющих промежуточное между зернами пространство, достигает довольно нежелательной величины. Слюда представлена на шлифе в виде узких черных пятен

между зернами кварца. Увеличение в 30 раз. Свет обыкновенный. Материал второсортный. Для динаса непригоден.

Рис. 6. Иоркширские песчаники. Несколько крупнозернистое, довольно равномерное строение с весьма незначительным количеством промежуточного вещества. Увеличение

Рис. 5.

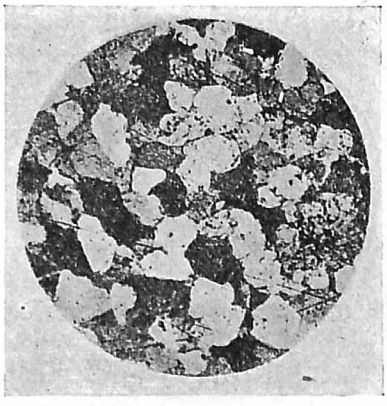


Рис. 6.

в 30 раз. Скрещенные николи. Довольно хороший материал, пригоден и для динасового производства.

Рис. 7. Шотландские песчаники (из каменноугольных отложений). При рассмотрении шлифа можно заметить довольно тесное соприкосновение составляющих породу зерен и, следовательно, незначительность промежуточного пространства свободного от посторонних включений.

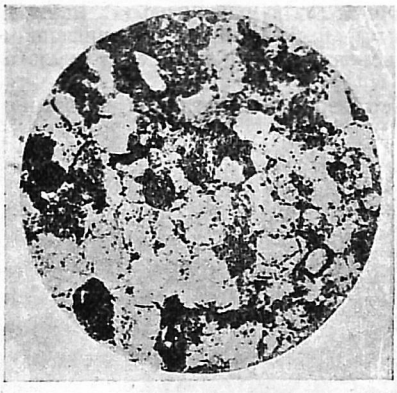


Рис. 7.

Но зато часть самих зерен состоит из разложившегося полевого шпата и полевошпатовых включений, которые своей мутностью легко отличимы от светлого кварцевого материала.

Значительная примесь полевого шпата делает этот песчаник также второсортным материалом и он идет, главным образом, на изготовление кварцево-глинистого кирпича.

Химический состав кварцитов. Переходя к характеристике химического состава кварцевых материалов применяемых, в Англии для динасового производства, необходимо отметить его пестроту, хотя отдельные породы, залегающие в одном районе и относящиеся к определенному геологическому горизонту, отличаются сравнительно большим постоянством содержания составных частей.

Сюда в первую очередь следует отнести ганистеры, как выше указано, весьма однородные по своему составу. В них содержание SiO_2 колеблется обычно в пределах лишь 97 — 98%, будучи в среднем около 97,7%. Процентное содержание остальных компонентов в виду этого невелико. Можно отметить при этом следующие две наиболее характерные особенности — низкое содержание глинозема Al_2O_3 — 0,35%, редко — 0,50% и незначительное количество щелочей (в среднем около 0,50%), при чем Na_2O преобладает над K_2O.

Характерно почти полное отсутствие углекислых солей и малое процентное содержание гидросиликатов (судя по количеству конституционной воды).

Что касается кварцитов и песчаников, то они в отношении своего химического состава не поддаются обобщению вследствие значительного колебания в содержании SiO_2, Al_2O_3, CaO, конституционной воды и проч. Из них более чистые разновидности (с содержанием SiO_2 свыше 95%) идут в динасовое производство, при

более же низком содержании кремнезема — на изготовление кварцево-глинистого кирпича.

Анализы наиболее типичных и описанных выше кварцевых материалов приводятся в следующей таблице.

Таблица II.

	Ганистер			Кварциты		Песчаники		
	№ 1	№ 2	№ 3	№ 4	№ 5	№ 6	№ 7	№ 8
SiO_2	98,22	97,77	97,02	99,26	95,73	84,26	80,88	97,46
TiO_2	0,19	0.06	0.22	0,13	0,06	0,52	0,65	0,25
ZrO_2	0,06	0,02	0,18	0,02	0,01	0,02	0,05	0,04
Al_2O_3	0,43	0.26	0,34	0,28	1,42	5.56	9,80	0,55
Fe_2O_3	0,37	0,34	0,31	0,10	0,41	1,69	2,36	0,59
MnO	0.02	0,06	0,10	не н.	0,03	0,18	0,12	0,06
MgO	0,04	0,11	0,13	0,01	0,25	0,53	0,31	0,04
K_2O	0,07	0,15	0,09	0,06	0,51	0,83	1,13	0,10
CaO	0,16	0,14	0,05	0,02	1.37	1 31	0,20	0,16
Ne_2O	0,10	0,23	0,17	0,34	0,29	1,07	0,38	0,53
H_2O при 105°	0,03	0,06	0,02	0,04	0,02	0,41	0,68	0,05
H_2O выше 105°	0,25	0,45	0,42	0,09	0,12	1,49	2,60	0,20
P_2O_5	0,02	не н.	0,02	не н.	0,02	0,02	0,03	—
FeS_2	не н.	не н.	0,49	не н.	не н.	0,03	не н.	—
C	не н.	0,69	0,44	не н.	0,01	0,05	не н.	0,01
CO_2	0,14	0,04	0,04	не н.	0,03	0,06	0,85	0,05
	100,10	100,37	100,04	100,37	100,28	100,03	100,04	100,09
	Шл. № 1	Шл. № 2	.	Шл. № 3	Шл. № 4	Шл. № 7	Шл. № 5	Шл. № 6

Из них ганистер № 1 относится к шлифу № 1.
ганистер № 2 „ „ „ № 2.
кварцит № 4 „ „ „ № 3.
кварцит № 5 „ „ „ № 4.
песчаник № 7 „ „ „ № 5.
песчаник № 8 „ „ „ № 6.
песчаник № 6 „ „ „ № 7.

Приведенные анализы как кварцитов, так и глин произведены химической лабораторией Британского Геологического Комитета и отличаются большой точностью и детальностью в виду того значения, которое английские исследователи придают содержанию железа, извести, глинозема, щелочей и кристаллизационной воды (выше 105° С).

Вообще приходится отметить, что, как в Англии, так и во Франции, Институты, учитывающие минеральные ресурсы страны, ведут серьезные всесторонние, а главное — систематические исследования огнеупорного сырья, в том числе и кварцевых материалов, при чем особенное внимание для последних уделяется их структуре, как имеющей решающее значение на огнеупорность.

Действительно, местное, например, скопление посторонних включений и примесей может повлечь только местное размягчение материала, тогда как равномерное содержание этих включений увеличит плавкость всей массы. Кроме того, при одном и том же химическом составе, порода, состоящая из зернышек с острыми краями, плотно прилегающих одно к другому, будет сильнее сопротивляться высоким температурам, нежели порода, где зерна округленные и имеют поэтому большую возможность перемещаться друг относительно друга.

Исходя из этих соображений, в Англии по примеру американских Bureau of Standart и Bureau of Mines предпринято подробное изучение физических свойств и структуры кварцитов и выяснение степени их пригодности для динасового про-

изводства, и эта работа наряду с Центральными Научными Институтами проводится также и заводскими лабораториями, находящимися, как в Консетт Ирон Воркс, в постоянном с ними общении.

Залежи кварцитов и ганистера. Залежи ганистера, расположенные в расстоянии 7 *км* от завода, почти выходят на дневную поверхность и занимают большую площадь, точно еще не оконтуренную, при мощности колеблющейся от 1-го до 2-х метров. В геологическом отношении они подчинены продуктивному ярусу карбона. Добыча их ведется открытыми карьерами с применением взрывных работ при пневматическом бурении шпуров.

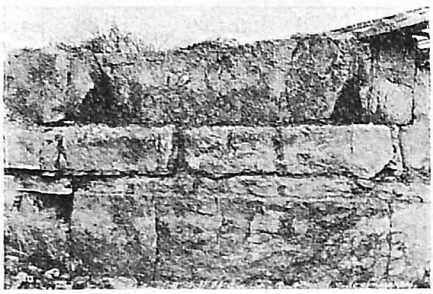


Рис. 8.

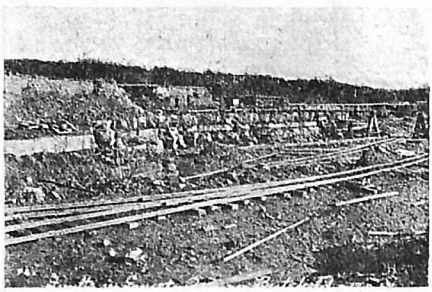


Рис. 9.

Вид карьера West Butsfield, принадлежащего заводу Consett Iron Works, изображен на помещаемых снимках (рис. 8 и 9) где отчетливо виден и осадочный характер залегания ганистера. Добываемый ганистер поступает на завод по железнодорожной ветке и служит, как выше сказано, главнейшим материалом для приготовления динаса.

Производство динаса. Производство кварцевого кирпича ведется обычным методом и происходит примерно по следующей схеме.

Кварциты непосредственно со складов, без промывки, поступают в дробилку Блека, оттуда ковшевым элеватором подаются в силоса.

Из силосов кварцевый материал при помощи ленточного ковшевого конвейера *a* подается в приемники *H* (рис. 10), куда ссыпаются количества кварцита, равные порции подлежащей загрузки за один раз в бегуны. Это достигается при помощи особых дозирующих аппаратов, состоящих из вагонеток *w* с противовесом *b*. Ковши конвейера, зацепляясь своими выступающими концами *c* за выступы *d* вагонетки, высыпают в нее дробленый кварцит и, когда вес его превысит вес груза *b*, вагонетки откатываются и опрокидывают содержимое в приемник *H*, после чего противовес *b* снова возвращает ее в исходное положение.

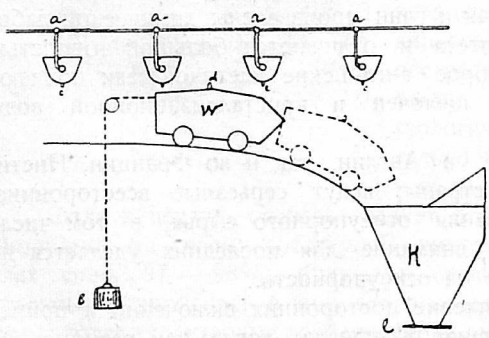


Рис. 10.

Приемник *H* снабжен заслонкой *l*, открывая которую, рабочий ссыпает массу в бегуны, куда добавляется вода для увлажнения и известковое молоко в строго заранее определенной пропорции, для чего имеется отдельный резервуар при каждой паре бегунов. Обыкновенно прибавляется от 1,5% до 3% извести к весу кварцита в зависимости от назначения и сорта кирпича и качества исходного сырья, при чем, чем чище последнее, тем больше величина добавки извести.

Загруженная порция кварцита с известковым молоком перемешивается и размалывается тяжелыми бегунами с бандажами из марганцовистой стали в продолжении

20 минут, после чего готовая масса, содержащая до 18% влажности, выгружается автоматически при помощи опускающегося ножа в вагонетку и направляется к рабочим формовочным столам.

Формовка производится в стальных формах внабивку и исключительно вручную, так как руководящий персонал завода предубежден против машинной формовки (весьма распространенной на континенте), считая невозможным получение первокласного динаса путем машинного прессования.

Изготовленная масса подвергается ежедневно лабораторному контролю, который регулирует правильность соотношений фракций помола разной крупности, и сводится к следующему. Взятая из чашек бегунов проба отмучивается на разные фракции, пропуская ее через сита с числом ниток на 1 кв. дм. 4, 8, 12, 16, 20, 40, 60, 80, 100, 150, 200 и взвешивая полученные фракции.

Оптимальное соотношение различных фракций помола определяется опытным путем. Как общее правило считается, что чем крупнозернистее строение кварцита, тем тоньше, в известных пределах, должен быть его помол.

Для ганистера на Консеттском заводе нормальным помолом признается тот, при котором вес крупных зерен, не прошедших через сита 4—16, не превосходит 35%, а самая тонкая фракция, прошедшая через сито в 200 отверстий на 1 кв. дм. составляет около 20%.

Сушка сырца. Отформованный кирпич поступает прямо в искусственные сушилки американской конструкции фирмы Proctor & Schwartz.

В виду малой известности и распространенности у нас искусственных сушилок, остановлюсь несколько подробнее на их описании (рис. 11, 12 и 13).

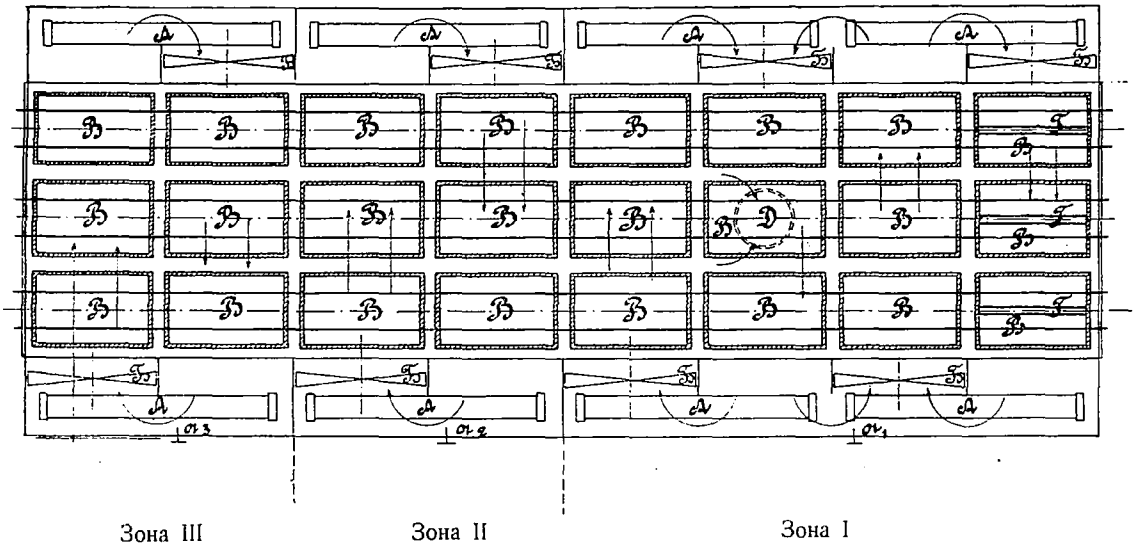


Рис. 11.

a_1, a_2, a_3 — автоматические приборы, контролирующие температуры (см. рис. 14).
А — паровые радиаторы
Б — вентиляторы
В — вагонетка с сырьем
Г — цепь автомата для выталкивания вагонеток
Д — труба для отвода наружу насыщенного влагой воздуха.

Свежий воздух поступает с выходного конца сушилки на уровне пола и движется навстречу высушиваемого товара.

Каждая сушилка представляет собой склепанную из железных листов и футерованную внутри изоляционным кирпичем туннельную камеру (коробку) длиной 50 и 55 футов, шириной 20 футов и высотой $6^1/_2$ футов, с тремя продольными рель-

совыми путями. На каждом из них находится 8 вагонеток с 624 кирпичами на каждой, а всего, следовательно, в сушилке помещается 24 вагонетки, что обусловливает общую ее пропускную способность в 14 976 кирпичей нормального размера $230 \times 115 \times 65$ *мм*.

Вдоль каждой камеры, как видно из рис. 11, установлена система паровых радиаторов из чугунных труб с диаметром в $1^1/_4''$ и с вентиляторами в 72″ диаметром при 237 оборотах в 1 минуту.

Длина всех чугунных труб радиаторов—616 футов и общая поверхность нагрева одной сушилки равна 4 928 кв. фут.

Ближе к входному концу сушилки помещена вытяжная труба с эксгаустером для вытягивания влажного воздуха.

Диаметр эксгаустера 32″ и число оборотов 685 в 1 минуту.

С обоих концов сушилок имеются заслонки, подымаемые при загрузке и выгрузке товара.

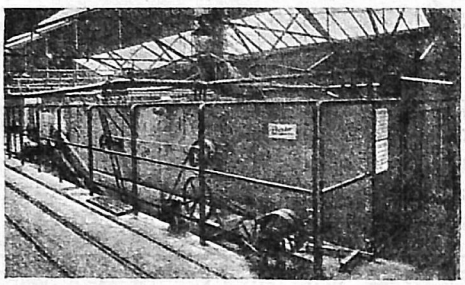


Рис. 12.

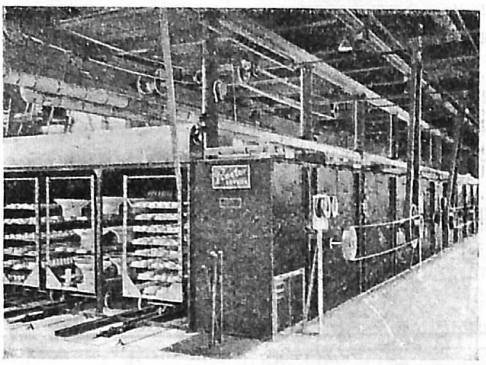


Рис. 13.

Каждый путь сушильной камеры снабжен захватом *A* (рис. 13) со стороны входного конца, куда поступают вагонетки с подлежащим сушке сырцем. Длина цепи захвата равна длине одной вагонетки, так что, одновременно со вталкиванием в сушилку вагонетки с сырым товаром, весь поезд из 8 вагонеток продвигается вперед на длину одной вагонетки, выталкивая таким образом одну вагонетку с уже высушенным товаром с выходного конца сушилки.

Для приведения в действие всех механизмов сушилки имеется мотор в 25 лош. сил.

В сушилке системы Proctor & Schwartz (рис. 11) следует различать три зоны:

Зону I	более длинную	с температурой	54° C (длина 25′)
Зону II	„ короткие	„ „	71° C („ 15′)
Зону III			93—98° C („ 15′)

Подлежащий сушке товар поступает сначала в наименее горячую и наиболее влажную зону I (рис. 11), где и остается более продолжительное время, теряя здесь главную часть своей влажности, (как видно из ниже помещенной таблицы III). Переходя затем в более сухие и более горячие зоны II и III (рис. 11), он подвергается ускоренной и достаточно равномерной сушке, не давая никаких трещин.

Регулирование температуры осуществляется автоматически при помощи маленького воздушного компрессора и трех контрольных приборов по одному на каждую зону сушилки. Каждый из этих приборов может быть установлен на любую температуру в интервале от 30° до 103° C, каковая затем и поддерживается автоматически.

С этой целью в приборе (рис. 14) имеется контрольный регулирующий клапан *A*, через посредство которого воздушный компрессор передает давление на диафрагму другого клапана *B*, находящегося на питающем паропроводе. Таким образом количество пропускаемого в сушилку пара зависит от давления воздуха на диафрагму.

Регулирование же давления воздуха производится расширением или сжатием воздуха, наполняющего особый колпак *C*, помещаемый внутри сушилки. Когда температура внутри камеры опустится ниже определенной рабочей температуры, воздух в колпаке сокращается и открывает воздушный клапан *A*, который в свою очередь открывает питательный паровой клапан соответствующей зоны.

Подобное устройство по отзыву администрации завода Consett Iron Works' работает безупречно и у них за три года не было ни одного случая порчи товара из-за неправильной сушки, что, впрочем вполне понятно, так как при повреждении компрессора или какой-либо части аппарата автоматически выключается подача пара.

Наблюдения над сушкой нормального кирпича в сушилках Proctor дали результаты, приводимые на таблице III.

Таблица III.

Часы пребывания кирпича в сушилке	% влажности внутри кирпича	% влажности снаружи кирпича
2	11,60	10,58
4	5,70	2,86
5	2,90	1,26
6	1,78	0,70
8	1,00	0,20
12	0,12	0,09
16	0,10	0,08
18	0,08	сл.
20	0,04	сл.
24	сл.	сл.

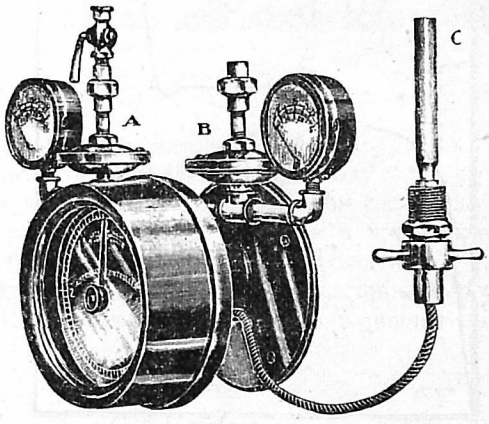


Рис. 14.

Таким образом, уже к концу 8-го часа содержание влажности столь незначительно, что сушку можно считать практически почти законченной и, следовательно, для нормального кирпича достаточно пребывание его в сушилке в продолжении 8—10 часов.

Стоимость сушильного оборудования Proctor & Schwartz по сообщенным сведениям, довольно высока и составляет £ 6 000—(около 60 000 рублей), из которых стоимость собственно сушилки не превосходит 20 000 рублей, а около 40 000 рублей обходятся подкладные доски и вагонетки, число которых для возможности бесперебойной работы должно быть не менее 60 — 70 штук на каждую сушилку.

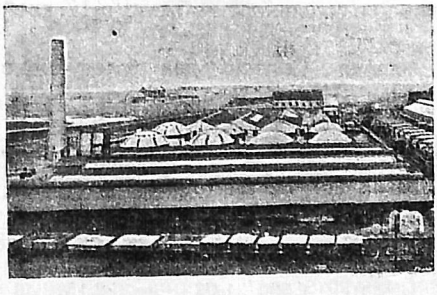


Рис. 15.

Тем не менее, несмотря на дороговизну, заводоуправление настолько удовлетворено работой сушилки, что недавно закончило установку 3-го аггрегата, помимо двух уже существующих.

Обжиг динаса. Динасовый цех Консетт оборудован по типу более старых американских заводов, и на нем для обжига применяют, как и в Америке, круглые периодические печи с наружными топками, с диаметром в 10 метров и емкостью в 300 тонн каждая. (По размерам печи эти значительно меньше американских).

Таких печей имеется всего 8, расположенных на открытом воздухе вне заводских зданий, как видно на приложенной фотографии (рис. 15).

Цикл обжига в них кирпича продолжается 5 недель, и ведется при высокой температуре, именно, сваливаются кегли Зегера 18 вверху и 16 внизу, что соответствует температуре в 1500 и 1460° С.

При этих условиях расход топлива, в качестве какового применяется очень хороший Нью-Кастельский уголь (свыше 7 000 кал.), непомерно велик и достигает в среднем около 48% по весу.

Качество динаса, выпускаемого заводом Consett Iron Works пользуется в Англии хорошей репутацией и, действительно, два из трех взятых образцов при исследовании их в Институте Силикатов оказались с удельным весом в 2,362 и 2,334 и характеристикой их по определению проф. Н. Н. Смирнова является „очень глубокая тридимитизация и исключительно большое количество пор" (вероятно из-за ручной формовки).

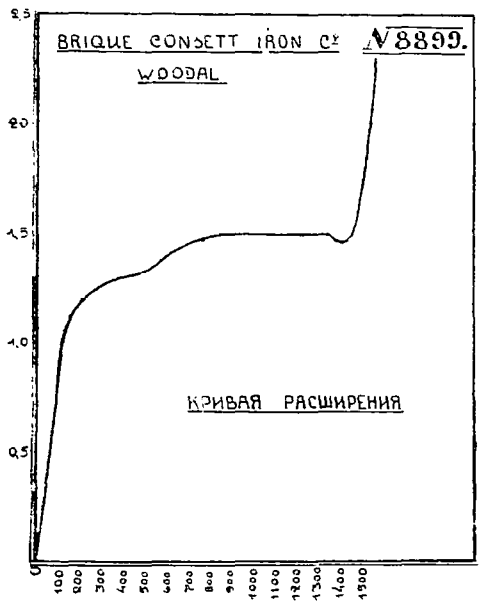


Рис. 16.

Третий образец, подвергнутый исследованию во Франции, оказался значительно хуже. Удельный вес его 2,40 и он, несмотря на столь продолжительный и высокий обжиг, дал при вторичном нагревании до 1500° дополнительное расширение, как видно из кривой, изображенной на рис. 16.

Эта кривая расширения явно состоит из двух частей: „$a - b$", показывающая термическое или реверсивное расширение, заканчивающееся примерно около 600—700°, после чего кривая переходит почти в прямую и „$c - d$", дающая вновь при температуре около 1500° резкий скачок в точке c вследствие начавшейся перекристаллизации и перехода зерен кварца в тридимит, и связанного с этим значительно увеличения объема.

Таким образом, мы видим, что даже столь продолжительный 5-ти недельный обжиг при колоссальном расходе топлива в 48% не дает гарантии полного перерождения кварца в тридимит, а потому является крайне сомнительным рациональность применения для обжига динаса круглых периодических печей, обходящихся столь дорого.

Интересно сопоставить с этим кварцевый кирпич, обожженный в туннельных печах и взятый нами на заводе Silica-Industrie Gesel, H. Koppers в Herdt в Германии. Его удельный вес оказался всего 2,34 и 2,37 при продолжительности обжига в 17 дней и расходе топлива лишь около 20%.

Химический анализ кварцевых кирпичей завода Consett дал следующие результаты: Табл. IV.

Склады готовых изделий. Еще одной особенностью организации динасового производства на заводе Консетт является тщательное хранение готового кирпича на великолепно оборудованных складах, изображенных на рис. 17 и большое внимание уделяемое заводоуправлением этому, казалось бы не существенному, вопросу.

Таблица IV.

	Нормальный кирпич			Фасонный кирпич для газовых реторт
SiO_2	94,39	94,90	96,18	93,67
Al_2O_3	2,10	1,52	1.03	2,15
Fe_2O_3	1,24	1,34	0,88	0,67
CaO	1,85	1,90	1,45	3,05
R_2O	0,36	0,55	0,27	0,30
Потеря при прокаливании	0,06	—	—	0,07

Особенно это бросается в глаза при сопоставлении с фактом нахождения печей для обжига на открытом воздухе.

Необходимость хранения готовых изделий в крытых помещениях и вредность атмосферных влияний на прочность кирпича явствует из результатов весьма интересных опытов, проделанных заводской лабораторией.

Были приготовлены три серии кирпичиков (весом по 90 *г*) обожженных:

Серии	Температуры обжига	Удельные веса	Временное сопрот.
A	1300° C	2,49	60 *kg/cm²*
B	1400° C	2,42	55 „
C	1500° C	2,35	50,2 „

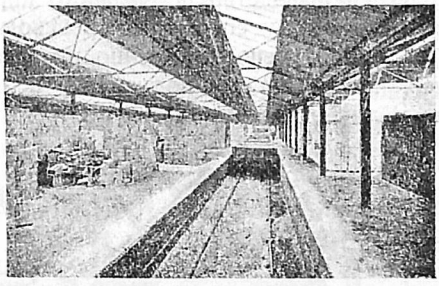


Рис. 17.

и подвергнутых затем следующим испытаниям:

1) Кипячению в дистиллированной воде в продолжении 6 часов.

2) Погружению (вымачиванию) на неделю в дистиллированную воду.

3) Испытуемый образец подвешивался горизонтально в стеклянном сосуде, защищенном от пыли, но со свободной циркуляцией воздуха и затем в продолжении 5-ти недель дважды в день смачивался дистиллированой водой до насыщения.

В каждом из этих случаев вода собиралась, выпаривалась в платиновой чашке и осадок взвешивался и анализировался. Механическая же прочность кирпичей определялась на машине Бринелля.

Результаты сгруппированы в таблице V.

Таблица V. (Вес в граммах).

	CaO	Al_2O_3	R_2O	Всего	Прочн. *kg/cm²*
Серия *A*, испытание 1 . . .	0.018	0,003	0,004	0,025	49,0
„ 2 . . .	0,016	0,004	0,004	0,024	49,0
„ 3 . . .	0,012	0,003	0,008	0,018	41,5
Серия *B*, „ 1 . . .	0,004	0,003	0,007	0,014	48,2
„ 2 . . .	0,007	0 002	0.003	0,012	47,2
„ 3 . . .	0,003	0,002	0.007	0,012	45,6
Серия *C*, „ 1 . . .	0,008	0,007	0,005	0.020	40.0
„ 2 . . .	0.003	0,005	0,004	0,012	42,7
„ 3 . . .	0,002	0,001	0.004	0,007	43,0

Из этих опытов следует, что потеря прочности кирпичей, подверженным атмосферным влияниям, вызывается не только физическим воздействием повторных увлажнений и высушиваний, но также и вследствие разрушения связующего вещества выщелачиванием и гидратацией.

Шамотное производство. Производству шамотных изделий, как было выше упомянуто, уделяется на заводе Consett Iron Works значительно меньше внимания и его оборудование является довольно примитивным и устарелым.

Завод готовит 4 класса изделий:

I класс — Бесшамотные из одной огнеупорной глины.

II „ — С добавкой 25% шамота.

III „ — „ „ 50% „

IV „ — Кварцево-глинистый кирпич с содержанием 78—84% SiO_2.

Характерно, что завод совершенно не изготовляет шамота, а в качестве такового применяет исключительно кирпичный бой своих и соседних заводов. В качестве связующего материала служат вышеописанные местные глины.

Производство нормального кирпича и мелкого фасона ведется преимущественно по полусухому способу и происходит по примерно следующей схеме:

Глина непосредственно из шахты (глубиною в 200 метров) подается в вагонетках по наклонному подъемнику во II этаж и здесь сбрасывается в большие бегуны, куда загружается также и соответствующее количество шамотного боя. Таким обра-

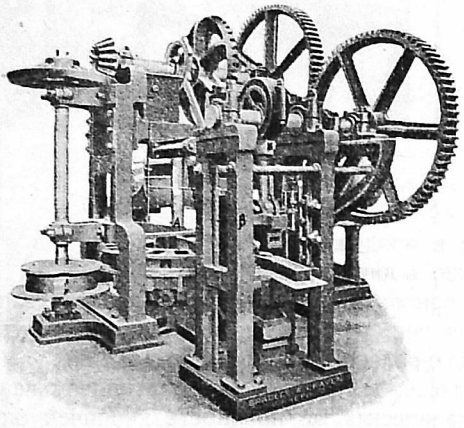


Рис. 18.

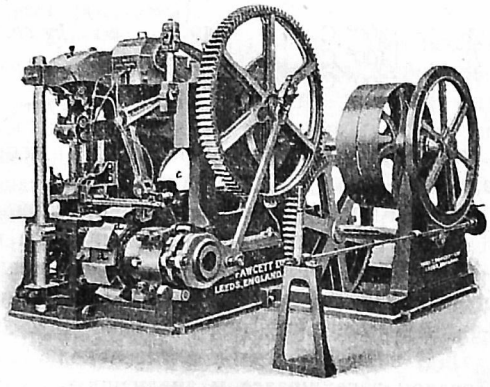


Рис. 19.

зом, помол глины и шамота происходит прямо в бегунах, при чем дозировка составляющие частей смеси производится по объему. Рассевание шамота на фракции или даже отсев крупных зерен отсутствует. Производительность бегунов—140 тонн за 9-ти часовой рабочий день.

После размола масса подается в силоса, а оттуда направляется в двойные мешалки, где подвергается тщательному перемешиванию и увлажнению до 68%,—

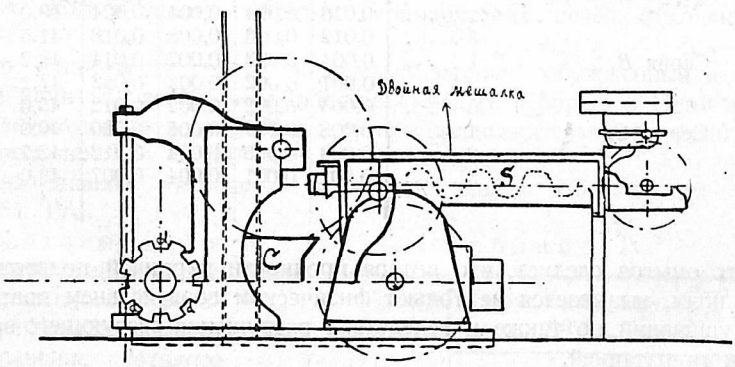


Рис. 20. Схема установки кирпичеделательной машины Fawcett.

а затем идет непосредственно в автоматические кирпичеделательные машины, изображенные на рис. 18 и 19.

Машина, изображенная на рис. 18, изготовлена фирмой Bradley & Craven (новая модель 1925 г.) и представляет собою 22-х штемпельный револьверный пресс *A*, из которого готовые валюшки автоматически подаются к непосредственно с ним соединенному подспросевочному прессу *B*. Производительность его 1 200 штук в час готового кирпича.

Отформованный кирпич без всякой сушки поступает прямо в обжиг, который производится в канальной печи с непосредственными угольными топками.

Вторая машина, сконструированная фирмой Darlington и Fawcett, изображена на рис. 19 и может применяться как для полусухого, так и для мокрого способа.

Здесь масса из силосов поступает сначала в двойной смеситель и увлажнитель S размером $21'' \times 7'$, снабженный автоматическими контрольными приторами, регулирующими подачу глины и количество воды, а затем готовая басса переходит в кирпичеделательную машину (рис. 20), состоящую из мороткой глиномялки C, выдавливающей валюшки в прорезы d цилиндрического барабана, и из подпрессовочного пресса B, куда валюшки автоматически подаются и подпрессовываются.

В качестве образца изделий нами был получен на заводе стакан для стальных отливок, давший при анализе его в лаборатории заводов Боркомбината следующий результат:

SiO_2	60,59
TiO_2	0,77
Al_2O_3	34,46
Fe_2O_3	2,06
CaO	0,84
MgO	0,13
Потеря при прокаливании	0,27
Сумма	99,12
Холодное водопоглощение	10,23%
Горячее „	14,51%
Огнеупорность	1,680° (между SK 30 и 31).

ЛИТЕРАТУРА.

1) Memoirs of the Geological Survey vol. XVI Refractory Materials Ganister & Silica Rocks
2) Memoirs of the Geological Survey vol. XXVIII Refractory Materials. Fire-Clays.
3) Gaz Journal 21/X 1925 „Refrac-Materials in Carbonising Practice" by Middleton.
4) Transactions of the Ceramic S-ty vol. XXIII 1923/24 Notes on the Proctor Dryer.
5) Transactions of the Ceramic S-ty vol. XXV 1925/26 r. Notes on the Storage of Silica, Refractories by W. Rees.
6) A. B. Seorb. Refractory Materials, Their Manufactulr. & Uses.

В. В. Критский.

Вольфрам и молибден в электроламповой промышленности.

Первые электрические лампочки с металлической нитью из вольфрама и молибдена появились за границей сравнительно недавно, — только в 900 годах, то есть в самом начале текущего XX столетия. Они быстро стали распространяться и в настоящее время почти совершенно вытеснили электролампы с угольной нитью, которые употребляются только в тех случаях, когда лампочка должна служить реостатом или подвергается сильным толчкам и сотрясениям.

Преимущества электроламп с металлической нитью и общеизвестных, (расход тока от $^1/_2$ до 1 уатта на свечу, тогда как угольные—3,1 уатта и гораздо более яркий свет).

До начала войны 1914—18 г г. в России не было собственного производства электрических лампочек с металлической нитью и вся потребность в них удовлетворялась ввозом из-за границы,—главным образом из Германии.

Только в 1914 г., в связи с войной и прекращением импорта в Москве наладилось [1]) изготовление электроламп с металлической, вольфрамовой нитью, которую приходилось все же выписывать из за границы.

Только в начале 1926 г. на Вольфрамовом заводе Государственного Электротехнического Треста (ГЭТ) [2]) удалось, после 4 лет подготовительных работ и опытов, получить в промышленном масштабе вольфрамовую и молибденовую проволоку, которая и поступает для изготовления электроламп на ламповые фабрики ГЭТ'а. Организатором этого, пока единственного в Союзе ССР производства, является главный инженер завода Б. К. З., — Т. М. Алексенко-Сербин, который еще в 1918 г. задался целью, использовав богатейшие запасы руд *W* и *Mo* в СССР и многолетний опыт Западной Европы и Америки, практически разработать вопросы металлургии вольфрама и молибдена и получения из них проволоки и нитей для электроламп.

Первые опыты и работы производились с 1922 г. в лаборатории Московского Университета, а затем они были перенесены во вновь устроенную на средства Электротехнического Треста Центрального Района промышленную лабораторию при заводе Б. К. З. К участию в этих работах были привлечены Г. А. Меерсон, В. И. Спицын и М. В. Ефимов. Лаборатория эта в настоящее время вошла в состав Вольфрамового завода ГЭТ, который имеет задачей прежде всего выработку проволоки из *W* и *Mo* и вольфрамовых контактов для нужд электроламповой и радио-промышленности.

В электроламповом производстве применяется как *W*, так и *Mo*, при чем молибденовая проволока употребляется для крючков, впаиваемых в стеклянный штабик (палочку), и на которых в лампочке подвешивается тонкая вольфрамовая нить.

Замена молибдена более дешевым материалом нецелесообразна, так как проволочки из других металлов (железа, никеля) приплавляются к раскаленной вольфрамовой нити и улетучиваются в вакууме при высокой температуре накаливания. Потребность в *W*—нитях для электролампового производства приблизительно в 4 раза больше, чем в *Mo*—проволоке.

В настоящее время на Вольфрамовом заводе ГЭТ в качестве сырья употребляется исключительно русский вольфрамит — $(Fe, Mn)\ WO_4$ — концентрат, с горы Букука (район ст. Борзя в Забайкалье), полученный еще в 1920 году через ВСНХ. Вредной примесью его являются колчеданы. Другие примеси—как например кварц, существенно работе не мешают. Кроме того применяется заграничный, видимо, австралийский, молибденит MoS_2 — чистый концентрат. Ранее употреблялся, в виде опыта русский молибденит (с Гутайского Молибденового рудника на Чикое), который оказался вполне удовлетворительным. Только обогащение его нужно признать недостаточным.

Применялся раньше и шеелит $CaWO_4$ из Забайкалья, в виде концентрата, но, в виду того, что в СССР месторождения вольфрамита более распространены и добыча его более налажена, остановились не последнем.

Завод перерабатывает в настоящее время на проволоку и нити около 2—3 кило металлического вольфрама в день, в ближайшее время, после предполагаемого расширения завода, потребность завода в сырье увеличится до 60 кило вольфрамита и до 30 кило молибденита в день.

Производительность завода в настоящее время — до 4000 метров вольфрамовой нити или молибденовой проволоки в 8 часовой рабочий день. Диаметр вольфрамовой нити до 0,036 *мм*, а молибденовой проволоки до 0,060 *мм*. Эта продукция завода покрывает только 20% всей потребности в *W*—нити и *Mo* проволоке русских фабрик электроламп.

Вопрос о снабжении Вольфрамового завода ГЭТ русским сырьем получает теперь очень благоприятное освещение в связи с тем, что со средины ноября 1926 г. пущена в ход вновь построенная трестом „Редкие Элементы" обогатительная фабрика на Белухинском вольфрамитовом руднике, в районе ст. Борзя в Забайкалья Годовая, производительность фабрики — 80 тонн концентрата (с содержанием 68,5% WO_3). Кроме того тем же трестом организована добыча вольфрамита из россыпей Восточного Забайкалья, главным образом из месторождения Сокуй, общей производительностью до 160 тонн концентрата в год.

Что же касается молибденита, то в текущем году трест „Редкие Элементы" приступил к разработке Гутайского Молибденового рудника на р. Чикое и добыл за $^1/_2$ года около 5 тонн молибденового концентрата с содержанием 90,95% MoS_2. Для обогащения применяется пока только ручная сортировка, хотя породы, содержащие молибденит, могут успешно обогащаться путем флотации. В будущем 1926—27 операционном году предположено добыть до 30 тонн.

---

[1]) На фабриках: 1) Т-ва Алексеева, Вишнякова и Шамшина, 2) Бирган, 3) Калманок.

[2]) Вольфрамовый завод временно помещается при Кабельном Заводе Б. К. З. — Москва, Таганка, Малая Коммунистическая ул. д. 17.

Анализы вольфрамитов из различных месторождений Забайкалья дают такие цифры:

Анализы вольфрамитов [1]).

	Алдонда	Букука	Шерловый	Ушумун	М. Соктуй	Белуха	В руде
WO_3 . . .	76,18	75,31	75,55	74,62	73,27	75,57	69,6
FeO	6,44	13,16	21,31	17,43	19,50	15,30	17,5
MnO . . .	16,80	11,00	2,37	7,60	4,07	8,25	7,22
SiO_2 . . .	0,33	—	—	0,20	1,56	0,40	1,48
CaO . . .	—	—	0,26	0,30	(TiO_2—1,11)	—	1,05
Сумма . .	99,75	—	—	100,15	—	—	—

Анализ вольфрамита Алдонского месторождения [2]). Проба взята из партии 258 килограмм. Средняя проба воздушно-сухого образца весом 340 *г* содержит:

	H_2O	SiO_2	TiO_2	MnO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	FeO	WO_3
%	0,08	2,24	0,10	12,63	1,45	1,64	0,55	11,41	68,44

Переработка вольфрамита на вольфрамовые нити для электрических лампочек на Вольфрамовом заводе ГЭТ производится в следующем порядке.

1. Вольфрамит (концентрат), получаемый с рудника, обжигается в подовой печи. Обожженный концентрат измельчается вручную, в ступах и смешивается с содой. Смесь сплавляется в графитовом тигле на самодувном горне и измельчается,— опять-таки, в ступах. Измельченный сплав выщелачивается водою в котлах при нагревании газовой горелкой и механическом помешивании. Получившийся при выщелачивании раствор паравольфрамата ($Na_{10}\ W_{12}\ O_{41} + 28\ H_2O$) фильтруется и упаривается до надлежащей концентрации. Паравольфрамат перекристаллизовывается для

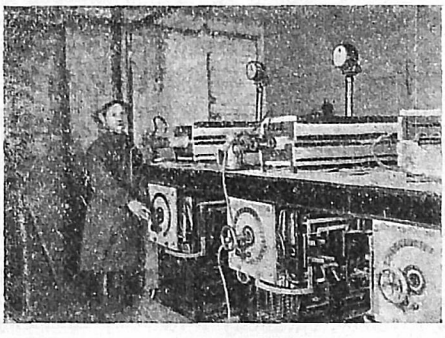


Рис. 1. Печи для восстановления вольфрама.

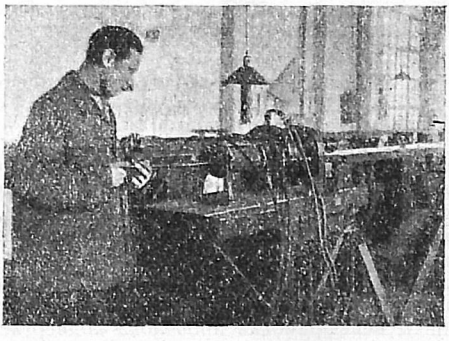


Рис. 2. Проковка вольфрамовых палочек („ингот“) в молоточных машинах.

очищения от 3 — 5 раз. Из раствора паравольфрамата осаждают соляной кислотой нерастворимую вольфрамовую кислоту ($H_2\ WO_4$) в виде желтого осадка, который промывается несколько раз декантацией. Вольфрамовая кислота высушивается в сушильном шкафу и прокаливается в горшках в электрической печи при $t°$ 800—900°, при чем она переходит в ангидрид — WO_3. Редукция WO_3 на металл производится в редукционных электрических печах (рис. 1), состоящих из двух труб из плавленого

[1]) Все результаты анализов — по данным Производственного Технического Отдела треста „Редкие Элементы“.

[2]) Анализ Института Прикладной Минералогии от 9 ноября 1926 г. № 194.

кварца, входящих одна в другую, с промежутком между ними. Внутренняя труба обмотана металлической лентой, по которой проходит ток, нагревающий печь.

Редукция вольфрама ведется при температурах от 900°—1000° посредством водорода, который пропускается как между трубами, так и через внутреннюю трубу, в которую помещаются никелевые лодочки с порошком WO_3, к которому предварительно примешивается от 0,75% — 2,5% ThO_2. Нити для электролами из вольфрама с примесью т о р и я дают бо́льшую отдачу света и обладают более устойчивым горением, чем нити из чистого вольфрама.

Из получившегося при предыдущем процессе металлического в о л ь ф р а м а (с небольшой примесью т о р и я) изготовляют, посредством гидравлического пресса при давлении от 505—300 атмосфер, палочки („инготы"), длиною от 120—400 *mm* и с поперечным течением 7×7 *mm* или 18×18 *mm* и весом от 100 — 500 *г*. Спекание „инготт" (палочек металлического вольфрама) производится при пропускании водорода в редукционных электрических печах, при температуре от 600°—1300°. Сварка „инготт" производится в атмосфере водорода в электрическом сварочном аппарате. „Инготт" помещается концами в зажимы, в которые для лучшего контакта наливают немного ртути, и покрывается чугунным кожухом с отверстием—„глазком", закрытым синим стеклом. Затем через „инготт" пропускают электрический ток, силою от 1800—3000 ампер при напряжении 15 вольт от специального трансформатора с реостатом. При этом „инготт" накаливается добела при температуре около 2100°, которая поддерживается в течение 10—40 минут, в зависимости от диаметра „инготта".

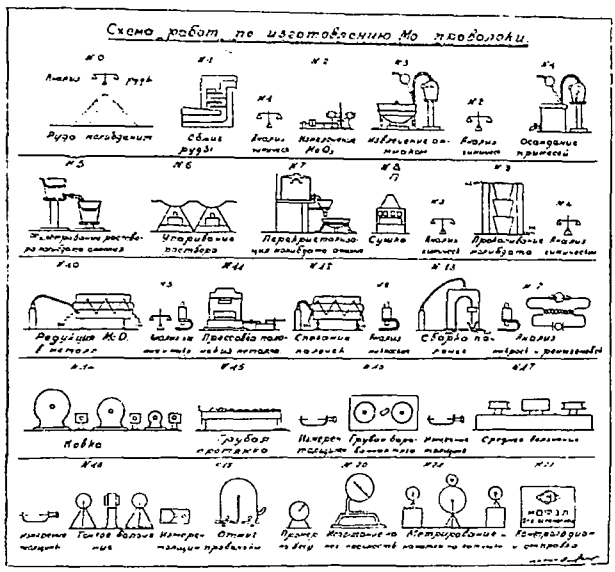


Рис. 3. Схема работ по изготовлению молибденовой проволоки.

При сварке происходит изменение структуры вольфрама в сторону увеличения кристаллов. При дальнейшей механической обработке структура снова изменяется. После сварки „инготы" поступают в ковочные молоточные машины (рис. 2), делающие до 6000 ударов в минуту. Проковка производится в горячем состоянии, для чего к каждой к вочной машине присоединена электрическая нагревательная печь для нагревания „инготт" до температуры 500 — 1000°. „Инготт", в зависимости от толщины его, проходит последовательно от 3—9 ковочных машин и превращается в проволоку. Поступающая из ковочных машин вольфрамовая проволока, диаметром от 1 *mm* до 0,65 *mm*, поступает для грубой протяжки на волочильные машины с алмазными фильерами (волочильными камнями), нагреваемыми газовыми горелками. Для предотвращения окисления вольфрамовой проволоки и быстрого износа волочильных отверстий, процесс волочения ведут и в этой и в дальнейших стадиях его с применением графитной смазки. Перед протяжкой вольфрамовая проволока нагревается газом. В дальнейшем вольфрамовая проволока подвергается грубому, среднему и тонкому волочению.

При протяжке от диаметра 0,65 *mm* до диаметра 0,015 *mm* вольфрамовая проволока проходит 468 отверстий в волочильных станах разного типа.

Переработка м о л и б д е н и т а на молибденовую проволоку производится на заводе ГЭТ в порядке, указанном на схеме (рис. 3), с помощью тех же аппаратов и машин, как и для вольфрамовой проволоки и в п е р е м е ж к у с н е й, в виду сравнительно небольшой потребности в молибденовой проволоке и отсутствия специального оборудования. Как видно на схеме (рис. 3), выработка молибденовой проволоки отличается от выработки вольфрамовой нити следующими особенностями:

1. М о л и б д е н и т (концентрат) обжигается в палочных сковородных печах, нагреваемых газом. 2—3. Получившийся после обжига молибденовый ангидрид (M_oO_3) измельчается в ступах, после чего из него извлекают аммиаком молибдат аммония—$(NH_4)_2\ M_oO_4$. 4. В раствор молибдата аммония пропускают H_2S для осаждения примесей.

Дальнейшее фильтрование раствора, упаривание его, многократная перекристаллизация молибдата аммония, сушка, прокаливание, редукция на молибден и обработка

самого молибдена, как механическая, так и термическая, как видно на схеме, (рис. 3, 5—22) сходны во всем с обработкой паравольфрамата и методами получения из него вольфрамовых нитей, отличаясь только тем, что для молибдена, в виду большей его легкоплавкости, применяются менее высокие температуры в термических процессах— от 600° – 1600°, тогда как для вольфрама– от 600° – 2500°.

Так ва современная постановка дела на Вольфрамовом заводе ГЭТ.

В ближайшем времени (к февралю 1927 г.) завод переводится в новое, более обширное помещение (Генеральная ул. б. завод „Проводник"), где все производство будет значительно развернуто и рационализировано. В настоящее время, на территории завода „Б. К. З." вольфрамовое производство занимает площадь около 800 *кв. м.* В помещении завода б. „Проводник" отведена площадь — 3000 *кв. м.* В этом новом помещении производство изделий из вольфрама и молибдена должно разместиться в 3 этажах.

В первом этаже будут размещены печи по обжигу руд и по сплавлению их с содой, а также дробилки и шаровые мельницы для измельчения руд и сплава.

Полупродукты из первого этажа передаются на второй по подъемнику и поступают в отдел химической обработки руды. Вся аппаратура в этом отделе будет расположена по принципу каскада по ходу операций, с целью избежать излишних транспортов жидкостей. Некоторые группы операций, при которых выделяются вредные газы, будут размещены в отдельных комнатах-шкафах, имеющих специальную вентиляцию.

Во втором же этаже размещены будут редукционные печи для выработки из ангидридов металла, а также для формовки и сварки „ингот" из вольфрама и молибдена.

Третий этаж будет занят мастерскими по механической обработке „ингот" и по изготовлению из них проволоки и нитей.

Проект организации Вольфрамового завода в здании б. „Проводник" предусматривает следующий выпуск: Вольфрамовой нити — 100000 *м* в 8-часов. раб. день. Молибденовой проволоки—50000 *м* в 8-часов. раб. день. Платинида (суррогата платины)— 25000 *м.* в 8 час. раб. день. Этого выпуска будет достаточно, чтобы полностью обеспечить фабрики электроламп указанными материалами.

Важнейшая литература.

1. А. Мейстер. Вольфрам. Сборник К. Е. П. С., т. IV № 13 ПГР. 1917 г.
2. Эдельштейн. Молибден. Сборник К. Е. П. С., т. IV № 18 ПГР. 1917 г.
3. М. Тетяев. Вольфрамовые и оловянные месторождения Онон-Борзинского района. Приложение: Гутайский молибденовый рудник на Чикое. Материалы общей и прикладной геологии. Изд. Геологич. Комитета. Вып. 32, 1918 года.
4. К. Лиандов. Руды вольфрама и способы их обогащения. Горн. журнал №№ 8–9, 1923 г.
5. В. Бобр. Вольфрам и его применение в технике. „Техника" №№ 12—13, 1919 года.
6. Weber. Electrische Glühlampe. Berlin 1913 г.
7. Müller. Metalldrathlampe. Berlin 1914 г.

Заметки и Хроника.

„Первоначальный" рудник (оловянный). „Первоначальный" рудник расположен на левом берегу реки Онона в Забайкалье, в Читинском округе в 2 *км* от ст. Оловянная Забайкальской ж. д.

Месторождение это было открыто в 1811 году и работы производились с 1812 г. по 1853 год; было добыто металлического олова до 39 *т*. С 1910 г. по 1917 г. рудник вновь разрабатывался, но сведений о добыче олова нет.

В 1925 году трест Цветных Металлов предпринял подробную разведку через Геологический Комитет. Со второй половины 1925 г. по 1 октября 1926 г. Ононской геологоразведочной партией во главе с инженером-геологом Б. Н. Артемьевым и производителем работ указанной партии горным инженером Е. В. Боровским проделаны большие работы и частью выяснены запасы руды, а также подробно и точно обследовано месторождение в геологическом отношении.

До настоящего времени определяются запасы сырой руды в количестве 26.370.000*т* при вероятных запасах металлического олова из этого количества руды 3292 тонн, промышленных же запасов олова определяется цифрою в 1280 тонн. Окончательное же определение запасов олова можно определить увеличением в 20—30% при условии углубления шахт до 60 метров. Кроме этих коренных запасов имеются еще россыпные месторождения и использование старых отвалов; вероятные запасы наносов жильных месторождений и общая ежегодная добыча будет равнятся в 147 тонн, для этого необходимо переработать до 30.000 тонн сырой руды.

Предполагается параллельно разведки поставить и эксплоатационные работы с добычей до 50 тонн металла. Эти работы помимо разведочного своего характера покрывали-бы в то же время и расходы по основной разведке. Стоимость добычи одного кубического метра сырой руды обходится в настоящее время до 60 руб., но с постановкой эксплоатационных работ стоимость добычи одного кубического метра удешевится, а также удешевится и стоимость добычи олова. В настоящее время при стоимости 1 кубического метра в 60 руб. стоимость 16 *кг* олова выражается в 78—80 руб.

Рудоносность оловянинского участка связана с осадочной метаморфической свитой, — устанавливается полосою приблизительно в 2 *км*. длиною и в ½ *км*. шириною, вытянутой вдоль и почти параллельно левому берегу реки Онона. В пределах этой полосы оруденение выражено в форме наличия значительного количества кварцевых жил и прожилков отороченных слюдяными зальбандами. В кварце и зальбандах замечается присутствие оловянного камня с распределением резко кустового характера.

Оловянинская группа Ононо-Борзинского района имеет значительное количество кварцевых—рудоносных жил с содержанием до 1% олова.

В настоящее время общее обследование произведено поверхностно, но по тщательному изучению месторождения результаты получаются не так уж отрицательны на что указывает факт увеличения мощности жил на глубину и приобретают вполне промышленный характер так как очень многочисленные слюдяные сланцы с глубиною перейдут в промышленные кварцы.

Разведочные работы поставленные Геологическим Комитетом по заданиям треста Цветных Металлов не преследовали эксплоатационных целей. Разведанные и вероятные запасы не могли быть выяснены в виду сложного характера месторождения, требующего детального изучения.

В виду того, что месторождения оловянного камня вообще не дают возможности легкой и дешевой оценки, указывает на необходимость дальнейшей разведки и притом глубокого алмазного бурения и кроме того параллельно вести и подземные шахтные разведочные работы для изучения характера месторождения и в то же время подготовки к эксплоатационным работам.

Получено сообщение, что работы Ононской разведки свертываются до весны, а с весны ставятся первоначально буровые работы, (алмазное бурение) и по всей вероятности будут продолжены и подземные шахтные разведки.

Горн. Инж. *С. К. Малышев.*

21 октября 1926 г.
г. Чита.

Новый способ получения олова из руд. Недавно опубликованный патент, выданный в Англии американцам братьям Guggenheim C. L. Burdick. (Патент № 235157).

Способ состоит в превращении олова руды в сернистое соединение путем обработки руды парами серы, сернистым водородом или содержащей сернистые соединения газовой смесью, с переводом затем сернистого соединения олова в раствор и последующим электролизом этого раствора на металлическое олово.

Приводимые ниже примеры показывают, насколько способ этот успешно извлекает олово из руд.

При обработке руды с 6% олова в виде касситерита смесью из трех частей водяного пара с одной частью сероводорода при температуре около 800° С. в течение всего 30 минут было выделено 87,9% содержавшегося в руде олова. Обработка той же руды в точно таких же условиях, но в течение 45 минут, дала возможность извлечь 92% всего количества олова, содержавшегося в руде.

В другом случае эта же руда, обработанная при той же температуре 800° С. но на этот раз—газовой смесью из четырех частей водяного пара с одной частью сероводорода, дала 84% олова в виде сернистого соединения при 30 минутной обработке газом и 96% олова при 45 минутной обработке. Подобные же результаты были получены при обработке руды парами воды и серы, или смесью углекислоты (или окиси углерода) с серой, сероводородом или другими сернистыми соединениями в присутствии водорода или без него. Вообще надо заметить, что наилучшие результаты получаются, когда рабочая газовая смесь отличается не слишком сильными востановительными свойствами.

Для получения газовой смеси, подходящей активности, к газам, содержащим серу, прибавляют сравнительно бо́льшие объемы водяных паров или углекислоты.

Практически процесс ведется таким образом: Через печь подходящей конструкции, напр. трубчатую реторту с внешним нагревом, в которой загруженная руда нагревается до 800° С. пропускается указанная выше газовая смесь, при чем газы поступают с одной стороны печи, а образовавшиеся в печи летучие сернисто-оловянные соединения выходят с противоположной стороны и конденсируются любым из существующих способов. Вся установка представляет замкнутую цепь: отработанные газы из конденсационной камеры направляются обратно в печь, при чем по пути их обратного следования к ним прибавляются сернистые соединения в целях поддержания концентрации, необходимой для правильного хода процеса.

Конденсат растворяется в едком натре, серной кислоте или разведенном растворе сернистого натрия и из полученного раствора олово высаживеется электролизом. (The Mining Magazine. 1926. Vol. XXXV, № 3).

† Проф. *А. П. Курдюмов.*

Проф. Б. П. Пентегов и инж. И. Н. Плаксин. О месторождении мышьякового колчедана в Сучанском районе (Владивостокский округ). (*Предварительное сообщение Промышленному Отделу Научно-Исследовательского Института при Гос. Дальнев. Университете. 24 октября 1926 г.*).

Химическо-металлургическое исследование мышьяковой руды месторождения в $3^1/_2$ километрах от села Унаши (Сучанского РИК), предпринятое лабороторией проф. Б. П. Пентегова (лаб. технической химии Гос Дальн. Унив.), по инициативе Владивостокского Окружного Авиохима, дало некоторые сведения об этом до сих пор геологически необследованном месторождении.

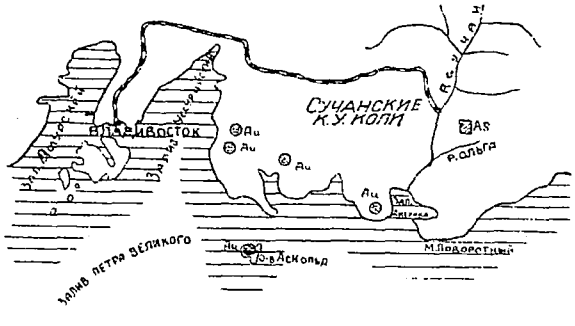


Рис. 1. Положение месторождения относительно побережья.

Для изучения руды, которая до того времени исследовалась лабораторией по отдельным штуфам последней, (при поддержке Авиохима), была предпринята поездка в район месторождения для вскрытия жилы и взятия из нее средней пробы мышьяковой руды. На основании этого и последующих анализов проб руды и вмещающих пород получен материал для предварительного сообщения.

Жила вскрыта тремя шурфами, соединенными канавой. По вскрытии установлен следующий характер жилы: мощность жилы колеблется от 1 до 0,7 *м.* Рудная масса, состоящая из кварца и сильно разрушенных полевошпатовых пород, сильно пиритизирована (пирит и арсенопирит) и проникнута прожилками мышьякового колчедана. В сторону лежачего бока жила коалинизирована и переходит в голубоватосерую глину,

подстилающую и частью включающую наиболее значительный прожилок мышьякового колчедана.

Мощность прожилка мышьякового колчедана, прослеженного на вскрытом протяжении жилы, сильно колеблется—от 0,53 до 0,08 *м*. Среднюю мощность его можно принять равной 0,12 *м*. Более мелкие прожилки в верхней части жилы имеют мощность 3--4 *см*. Простирание жилы юго-восточное в направлении 260°, при падении на юго-запад (170°) под углом 40°.

Вмещающие породы, по преимуществу, представляют кварцевой порфир, при чем висячий бок пиритизирован, а лежачий сильно проникнут продуктами окисления и довольно сильно разрушен. Разрушение вмещающих пород как химическое, так и механическое. Из жилы добыто на месте около 3 тонн мышьяковой руды, от них

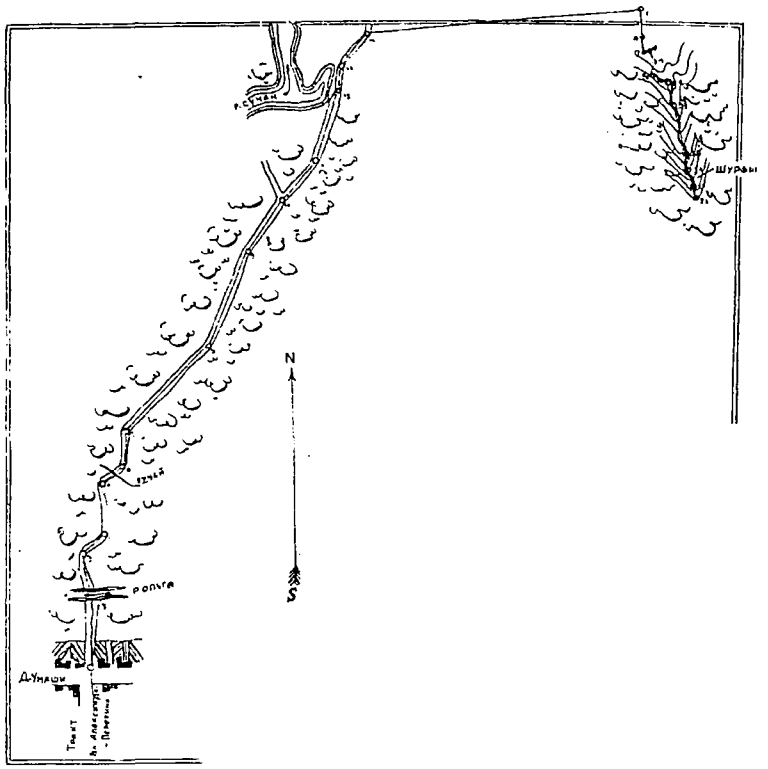


Рис. 2. Выход мышьяковой жилы. Глазомерная съемка весной 1926 г.

отобрана средняя проба в 0,33 тонны, доставленная в лабораторию Кроме того взята проба (около 0,1 тонны) от кусков руды, усеивающей склон оврага, в глубине которого вскрыта жила. Лица, ранее осматривавшие месторождение, не вскрывали жилы и не делали анализов руды Химическое исследование и пробирование средней пробы руды показали следующее.

Анализ руды:

$As = 29{,}96\%$; $Fe = 34{,}46\%$; $S = 22{,}14\%$; $Cu = 3{,}60\%$; $Al_2O_3 = 3{,}59\%$; $SiO_2 = 3{,}50\%$; $Ca = 0{,}65\%$; $Sb = 2{,}00\%$ и кроме того следы: *Sn*, *Co* и *Ni*.

Анализ средней пробы кусков дал: $As = 26{,}23\%$; $Cu = 2{,}22\%$.

Пробирование (в лаборатории проф. И. Г. Жукова) установило следующее содержание драгоценных металлов.

В пробе руды: $Au = 8{,}0$ и $Ag = 358{,}0$ грамм на тонну; в пробе кусков: $Au = 6{,}0$ *г/т*; $Ag = 243$ *г т*; в пробе вмещающих пород (пиритизированных) *Au*—следы и $Ag = 7{,}0$ *г/т*

В настоящее время продолжается как геологическое исследование место ождения так и химико-металлургическое исследование руды для выяснения наиболее рациональных методов извлечения ценных элементов (*Au, Ag, As* и *Cu*).

И. Н. Плаксин.

Первая конференция по изучению производительных сил Дальнего Востока и ее работы по изучению минерального сырья. С 11 по 18 апреля 1926 г. в Хабаровске происходила конференция по изучению производительных сил Дальнего Востока. Первая конференция на Дальнем Востоке привлекла почти все научные и производственные силы Дальнего Востока, работающие по вопросам краеведчества и дальневосточной промышленности, а также некоторых ученых центра и Японии.

Начавшись пленарными заседаниями и закончившись пленумом, основную работу конференция провела по секциям. Общее число представленных докладов достигло 200. Вопросы минерального сырья и его переработки рассматривались преимущественно в I секции — „Поверхность и Недра" (заслушано по этим вопросам 5 докладов) и в VI — „Промышленность" (заслушано 7 докладов).

На пленуме конференции по вопросам минерального сырья заслушан доклад директора Дальгеолкома П. И. Полевого „Задачи и организация геологических исследований Д.-В. Края", давший общую схему структуры и плана работ Дальгеолкома.

В докладах по первой секции:

Геологом Я. А. Макеровым „О минеральных источниках в Д.-В. Крае" дан общий очерк минеральных источников Д. В. Края на основе работ автора, и подчеркнута необходимость дальнейшего планомерного изучения источников в целях правильной постановки лечебного дела. Последнее положение зафиксировано секцией в ее резолюции.

П. И. Полевым в докладе „Нефть Д.-В. Края" указано, что Д.-В. Край по своим перспективам открытия промышленной нефти в его пределах должен занять со временем солидное место в нефтяном хозяйстве С.С.С.Р. Автор считает необходимым обратить серьезное внимание на нефтеносные районы Д.-В. Края, при чем сбыт нефти может быть обеспечен в Китай и Японию. В связи с вопросом о камчатской нефти, необходимо, при организации геологических исследований нефтеносных районов Камчатки, использовать все уроки Сахалина. Основные положения докладчика оттенены в резолюции, принятой по докладу.

Проф. И. А. Преображенским в докладе (зачтенном в отсутствии докладчика) „Сихотэ-Алинские месторождения руд цветных металлов" отмечена крайне недостаточная исследованность Сихотэ-Алин в геологическом отношении, в особенности, в его прибрежной части. Вероятность нахождения руд цветных металлов больше в прибрежной полосе, чем на склонах к материку. Что касается вероятности нахождения промышленных запасов руд цветных металлов, то они располагаются в порядке: цинк, свинец, серебро, медь, молибден, марганец, висмут, олово, ртуть и алюминий.

П. И. Полевым в докладе „Поисково-разведочное дело в Д.-В. Крае" выявлена необходимость планомерных и широких разведок на территории Д.-В. Края, необходимость ведения их под общим руководством Д.-В. отделения Геолкома и применение наиболее современных методов при разведках, что и было зафиксировано в принятой резолюции.

П. И. Алексеевским (зав. бюро учета) в его докладе указана необходимость планомерного учета всех данных геологических исследований и разведок через посредство учета полезных ископаемых, организуемого Геологическим Комитетом. В резолюции по докладу подчеркнуто, что районирование бюро учета полезных ископаемых должно соответствовать проведенному районированию Д.-В. Края, включив в Д.-В. бюро округа Нерченский и Сретенский.

Секцией „Промышленность" заслушаны доклады:

Проф. Б. П. Пентегова „Угли Д. В. и продукты их перегонки" и „Три года работы лаборатории физической и технической химии Гос. Д.-В. Университета по изучению Д. В.". В первом докладе автор на основании нескольких сотен анализов, произведенных им и его сотрудниками, дает обзор ископаемых углей Д. В., с точки зрения их химического состава и технической ценности. Кроме того, им приведены опыты перегонки ряда Д.-В. углей. В докладе преимущественно рассматриваются угли: Сучанский, Артемовский, Кивдинский, Липовецкий, Таврическанский и Константиновский. В резолюции секции отмечена важность исследования и необходимость продолжения его. Во втором докладе автор дает обзор деятельности возглавляемой им лаборатории, выполнившей за три года (1923-25) работы более 800 анализов и исследований, преимущественно, углей и руд, а также и других проб сырьевых ресурсов и промышленных продуктов Д. Востока. Резолюция секции, принятая заключительным пленумом, отметила большую работу, проделанную лабораторией по изучению природных ресурсов края

Значительное внимание конференции и секции привлекали вопросы золотопромышленности. Общая оценка роли золотопромышленности, как одной из основ для развития экономики и промышленности края, а также и как первостепенного фактора его колонизации, дана была в докладах пленуму и общей организационной секции представителями госплановых органов Л. В. Крыловым и Гонсовичем.

По вопросам экономики, техники и исследовательской работы в области золотопромышленности секцией заслушаны доклады:

И. Н. Плаксина „О некоторых случаях амальгамации золотых руд" [1]).

[1]) Реферат доклада печатается в № 3 „Минерального Сырья". за 1927 г.

В. П. Селиванова „К вопросу о современном состоянии золотого промысла в Д.-В. Крае" и представителя треста Дальзолото Косминского „Золотопромышленность как фактор развития производительных сил и исследовательские работы в золотопромышленности Д.-В. Края".

По вопросам золотопромышленности секцией и заключительным пленумом принята резолюция, подчеркивающая необходимость рационализации добычи золота, необходимости постановки механизированных предприятий для разработки россыпей, золоторудных предприятий и изучения хозяйственно-экономических вопросов.

По вопросу ведения научно-исследовательских работ в золотопромышленности принята резолюция следующего характера:

Считать необходимым организацию особой исследовательской ячейки для продолжения изучения вопросов золотопромышленности и рационализации добычи золота по программе, согласованной с соответственными хозорганами и госучреждениями, связав ее с Исследовательским Институтом, Государственным Дальне-Восточным Университетом и Геолкомом.

Последнюю группу, по вопросам минерального сырья, составили доклады по солепромышленности Д. В. Вопросы снабжения Д. В. солью имеют в настоящее время актуальный интерес, в особенности, в связи с развитием рыбопромышленности.

О природных ресурсах Д. В. в этой области и по плану использования их, заслушаны доклады:

Б. П. Пентегова и И. Н. Плаксина „Поваренная соль из морской воды в условиях Приморья", дающий общий анализ вопроса и излагающий работу авторов, которая привела к заключению о нерентабельности постановки этого производства в Приморье.

Затем доклад Горавского, представляющий изложение проекта постановки добычи Усольской соли горными работами и подчеркивающий необходимость разведок соленосных пластов данного месторождения.

Основные положения обоих докладов зафиксированы в резолюции секции и пленума, а также отмечена необходимость обратить внимание на возможность использования соленых источников на Камчатке.

Кроме перечисленных докладов по обеим секциям, был ряд докладов не зачтенных и переданных для печатания в „Труды". Среди них следует отметить: „Главнейшие результаты Монгольской экспедиции" (Домбровского); „Исторический очерк исследований в Маньчжурии" (Анерта), „Золоторудные месторождения Забайкалья" (Макерова) и „Очерк геологических исследований в Японии" (Mr. Ogura).

И. Н. Плаксин.

Рефераты, обзоры и отзывы.

Рафинирование свинца по способу Harris'a. A. S. Shott. Metall und Erz. 1926 г. № 11, S. 306—315.

I. Рудный свинец или веркблей обычно бывает загрязнен различными металлами и металлоидами, количество которых зависит от чистоты проплавляемых руд и способа их плавки. Свинец очень хорошо извлекает благородные металлы, отделение которых производится по известным способам. Небольшие количества *Fe*, *Ni* и *Co* могут быть легко отделены от свинца окислительным плавлением его при температуре красного каления. Удаление меди также не представляет больших затруднений. Большая часть меди отделяется при зейгеровании свинца в виде шликеров; остаток меди удаляется либо при обезсеребрении, либо помощью элементарной серы, при чем пользуются бо́льшим сродством ее к меди, чем к свинцу.

Гораздо более важной и трудной задачей является отделение от свинца мышьяка, сурьмы, олова и цинка при одновременном возможно более высоком выходе очищенного свинца. Эти металлы обладают бо́льшим сродством к кислороду, нежели свинец и легко удаляются в виде окислов. Однако, разница в сродстве к кислороду указанных элементов и самого свинца не столь велика, чтобы можно было бы отделить их от свинца количественно простым окислением воздухом; благодаря этому, параллельно с указанными элементами окисляются значительные количества свинца. В результате рафинирования свинца получают окислы примесей в смеси с избытком глета, т.-е. неполное извлечение свинца. В среднем выход рафинированного свинца составляет около 85% от свинца в сыром верклее.

При восстановлении окислов или, так называемых, абцуга и абштрихов загрязняющие свинец металлы (*As*, *Sb*, *Sn*) получаются не в чистом состоянии, а в форме сложных сплавов свинца с несколькими из этих металлов. Так как абцуг и абштрихи увлекают благородные металлы, то при восстановлении их благородные металлы переходят в сплавы и теряются, отчего потери серебра, например, доходят до $1^1/_2$% от серебра в верклее.

Несмотря на эти недостатки, рафинирование верклея до введения способа Harris'a производилось на всех заводах по старому способу, т.-е. веркблей окисляли воздухом в отражательных печах или котлах; в последних свинец, кроме того, дразнили паром. Аналогичным образом удаляли цинк, при чем пар действует химически. Но и здесь получают лишь смесь *ZnO* с *PbO*. Поэтому, уже давно стремились технически усовершенствовать рафинирование свинца и сделать процесс более выгодным. Для этого испытывали различные соли и реактивы, например, для отделения цинка — стассфуртские соли, $PbCl_2$ и *NaCl*. Но все эти способы требовали очень высоких температур, что было их главным недостатком. Еще раньше производились опыты по удалению сурьмы помощью солей, а, именно, смесей *NaOH* или KNO_3 с *CaO*. Лет пятнадцать тому назад появился американский патент, по которому для рафинирования свинца его пропускают из одного котла через сосуд с расплавленным *NaOH* в другой котел. Так как однократная промывка свинца едким натром была недостаточна, то предлагалось установить ряд котлов в виде каскада, попеременно для свинца и *NaOH*.

Но эти приемы с *NaOH* не давали удовлетворительных результатов. Главными их недостатками были: одновременное окисление свинца, получение продуктов, сильно загрязненных глетом и неполный выход свинца.

II. Описание способа Harris'a. Harris также пользуется для рафинирования свинца едким натром. Но главная заслуга Harris'a заключается в том, что он сконструировал прибор, позволяющий производить перемешивание свинца с испытанной смесью солей так, что в конечных продуктах не оказывается глета, чем достигается полное извлечение рафинированного свинца и получаются загрязнения, свободные от свинца. Этого Harris достиг также потому, что рафинирование свинца производится им при низкой температуре, а, именно при 400°.

Далее, Harris выработал такой состав реактивов, при котором удается получать металлы, сопутствующие свинец, в отдельности и регенерировать почти полностью реактивы, примененные при рафинировании, за исключением химически разлагающихся (как, например, окислитель) или химически связанных в конечных продуктах. Регенерированные реактивы используются снова, чем обеспечивается круговой процесс.

Для рафинирования свинца Harris пользуется смесью *NaOH* с *NaCl* и окислителем, для обесцинковывании лишь смесью *NaOH* с *NaCl*. При рафинировании *NaOH* связывает образующиеся окислы в легкоплавкие натриевые соединения (соли и сплавы). Окисление примесей свинца может быть произведено посредством воздуха, но скорее и совершеннее это достигается соединениями, легко отдающими кислород, каковы: нитраты, хлораты, перекиси и т. п. Выгоднее всего пользоваться селитрой, так как при этом образуется *NaOH* и, в некоторых случаях, при регенерации получают избыток *NaOH* против употребленного его количества. Промежуточно окисляется также и свинец, но образующийся глет легко отдает свой кислород загрязнениям, заключающимся в свинце. Большую роль при этом играет поддерживание надлежащей температуры.

Примеси в свинце окисляются в следующем порядке: *As*, *Sn* и *Sb*. При старом способе *Sn* окислялось до *As*. Разделение этих трех металлов достигается в некоторой степени при самом окислении. Полное же их разделение достигается лишь в сплаве, воспринявшем эти металлы. Так, если сплавом, содержащим *Sn* и *Sb*, обрабатывать свинец, содержащий еще олово, то соль окиси сурьмы реагирует с оловом, находящимся в свинце, при чем сурьма переходит в свинец, олово же в сплав, который практически концентрирует в себе лишь олово.

Присадка *NaCl* к *NaOH* действует выгодно, так как, во первых, *NaCl* сильно понижает температуру плавления смеси из *NaOH* и окислов металлов, подлежащих удалению, и, во вторых, *NaCl* увеличивает растворяющую способность сплава по отношению к загрязнениям. Благодаря этому, можно вести рафинирование при 400° и удается почти полностью использовать *NaOH*. Без *NaCl* при той же температуре потребовалось бы больше *NaOH*. Далее, *NaCl* полезен еще при последующем выщелачивании сплавов. При обесцинковывании *NaCl* действует еще химически. Разница между способом Harris'a и прежними, при которых также применялись *NaOH* и *NaCl*, заключается в том, что при прежних способах *NaOH* вмешивался в свинец, Harris же, наоборот, вмешивает свинец в *NaOH*. В первом случае, у нас имеется сравнительно небольшое количество *NaOH* в контакте с большим количеством свинца, во втором случае — обратное.

Этим приемом Harris'у удалось разрешить проблему получения загрязняющих свинец металлов в свободном от свинца состоянии.

III. Аппарат Harris'a. Аппарат состоит из цилиндрического котла с коническим основанием, которое погружается в свинец. При погружении нижняя часть аппарата через особый вентиль наполняется свинцом. Верхняя часть аппарата служит для помещения расплавленных реактивов (*NaOH* и *NaCl*). Рядом с реактивным цилиндром находится центробежный насос, который перекачивает свинец из котла по восходящей трубе и распределительному жолобу в сплав, находящийся в реактивном цилиндре. Помощью мешалки свинец энергично перемешивается со сплавом реактивов, и благодаря своей тяжести падает в нижнюю часть цилиндра, откуда через боковой патрубок возвращается снова в котел. Таким образом, свинец непрерывно циркулирует. Одновременно по тарелочному питателю со скребком в цилиндр ссыпается окислитель. Насос, мешалка и питатель приводятся в действие от одного мотора. Вся передача заключена в особую камеру и работает в масляной ванне. Расход энергии составляет 10 *kw* в час. Реактивный цилиндр охвачен отопительной камерой, в которую подведены горячие газы от топки, обслуживающей рафинировочный котел. Весь аппарат может быть поднят краном и перемещен от одного котла к другому. Можно также удалить из котла реактивный цилиндр и заменить его новым.

IV. Процесс рафинирования. Веркблей расплавляют в котле емкостью 50—60 *m.* и сперва снимают медные шликкера. Рафинирование в котле выгоднее, чем в отражательной печи, так как кладка последней впитывает много свинца, для извлечения которого она должна быть проплавлена в шахтной печи. Тогда в котел помещают аппарат Harris'a. Помощью переносного ковша в цилиндр загружают смесь $NaOH + NaCl$, предварительно расплавленную в особом котле.

Тарелочный питатель наполняют селитрой. Пускают в действие мотор. Свинец продолжительное время циркулирует через расплавленную смесь реактивов, в то же время питатель подает требуемое количество селитры Температура свинца все время поддерживается в пределе 400—420°. Так как реакция экзотермична, то при процессе требуется лишь очень незначительное нагревание ванны. При особенно быстрой циркуляции свинца необходимо даже удалять из под котла огонь и следить, чтобы температура не подымалась слишком высоко. Таким образом, расход угля для рафинирования сведен до минимума Сплав $NaOH + NaCl$, находящийся в цилиндре, способен забрать лишь вполне определенное количество примесей и, следовательно, наступает момент, при котором он насыщается. Этот момент легко определить по тому, что сплав становится густым. Тот же момент поддается точному определению, так как опытами можно установить, сколько *NaOH*, *NaCl* и $NaNO_3$ требуется на один *кг* *As*, *Sn* и *Sb*.

Время, потребное для удаления этих металлов, зависит от скорости перекачивания свинца через слой реактивов. Это является также большим преимуществом способа, так как при старом способе рафинирования продолжительность процесса в значительной мере зависела от доброй воли рабочего. Таким образом, можно вперед точно определить, через сколько часов свинец будет отрафинирован и через сколько времени одна садка реактивов насытится загрязнениями. Один заряд реактивного цилиндра может извлечь, в зависимости от своей величины, 300 и более *кг* загрязнений Если в веркблее загрязнений больше, то могут понадобиться еще один или два заряда цилиндра. Удаление сплава реактивов из цилиндра совершается следующим, очень простым, способом. В цилиндре закрывают выпуск для свинца и продолжают закачку последнего; цилиндр наполняется свинцом, который вытесняет сплав; последний стекает в стоящий наготове ковш, отвозящий сплав в выщелачивательное отделение. По удалении сплава открывают выпускной вентиль для свинца и последний стекает обратно в котел. Опорожненный цилиндр может быть заряжен новой порцией реактивов и рафинирование продолжено. Конец раффинирования определяют по зачерпнутой из котла пробе свинца. Если свинец отрафинирован, то поверхность пробы свободна от кристаллов посторонних металлов. Конец рафинирования можно также распознать по виду сплава Если по удалении сурьмы продолжать циркуляцию свинца, то образующийся глет не может отдавать более своего кислорода посто-

ронним металлам и остается в сплаве, отчего последний окрашивается в желтый цвет. Если к концу рафинирования сплав еще не вполне насыщен металлическими окислами или уже окрашен глетом, то его можно использовать для рафинирования новой садки веркблея. Для этого весь аппарат удаляют из данного котла и опускают в другой, содержащий следующую порцию веркблея. Отрафинированный веркблей обессеребривают по способу Паркеса обычным образом. Удаление цинка из обессеребренного свинца производится также в аппарате Harris'a и точно таким же образом, как предварительное рафинирование веркблея с той лишь разницей, что при этом не пользуются селитрой для окисления. Для обезцинковывания служит лишь смесь *NaOH* с *NaCl*. Поваренная соль является при обезцинковывании реагирующим агентом и берется поэтому в бо́льшем количестве, чем для рафинирования веркблея. Конец обесцинковывания определяется по виду проб свинца. И этот процесс проводится при температуре 400—450°, реакция также сильно экзотермична и необходимо следить, чтобы температура не слишком подымалась.

Большим преимуществом способа Harris'a является то, что окислы, всплывающие на поверхность свинца, могут быть немедленно переработаны, для чего их загружают обратно в реактивный цилиндр при рафинировании нового веркблея, либо при обесцинковывании свинца. Тем же путем перерабатывают шликера, всплывающие на поверхность штыкового свинца и окислы, получающиеся при разливе свинца. Таким образом, при способе Harris'a не получают вовсе окислов, содержащих глет.

Для обслуживания одного аппарата требуется один человек. При наполнении и выгрузке реактивного цилиндра, для установки и удаления аппарата требуется еще один человек.

Таким образом, по сравнению с старым способом Harris'y удалось рафинировать свинец с затратой меньшего количества работы, топлива, без образования свинец—содержащих побочных продуктов и при полном извлечении свинца высшей чистоты.

Но этот способ был бы не достаточно совершенен, если бы Harris'y не удалось разрешить другую проблему, а именно, регенерировать главный реактив, *NaOH*, и получить отделенные от свинца металлы порознь и при том в чистом виде.

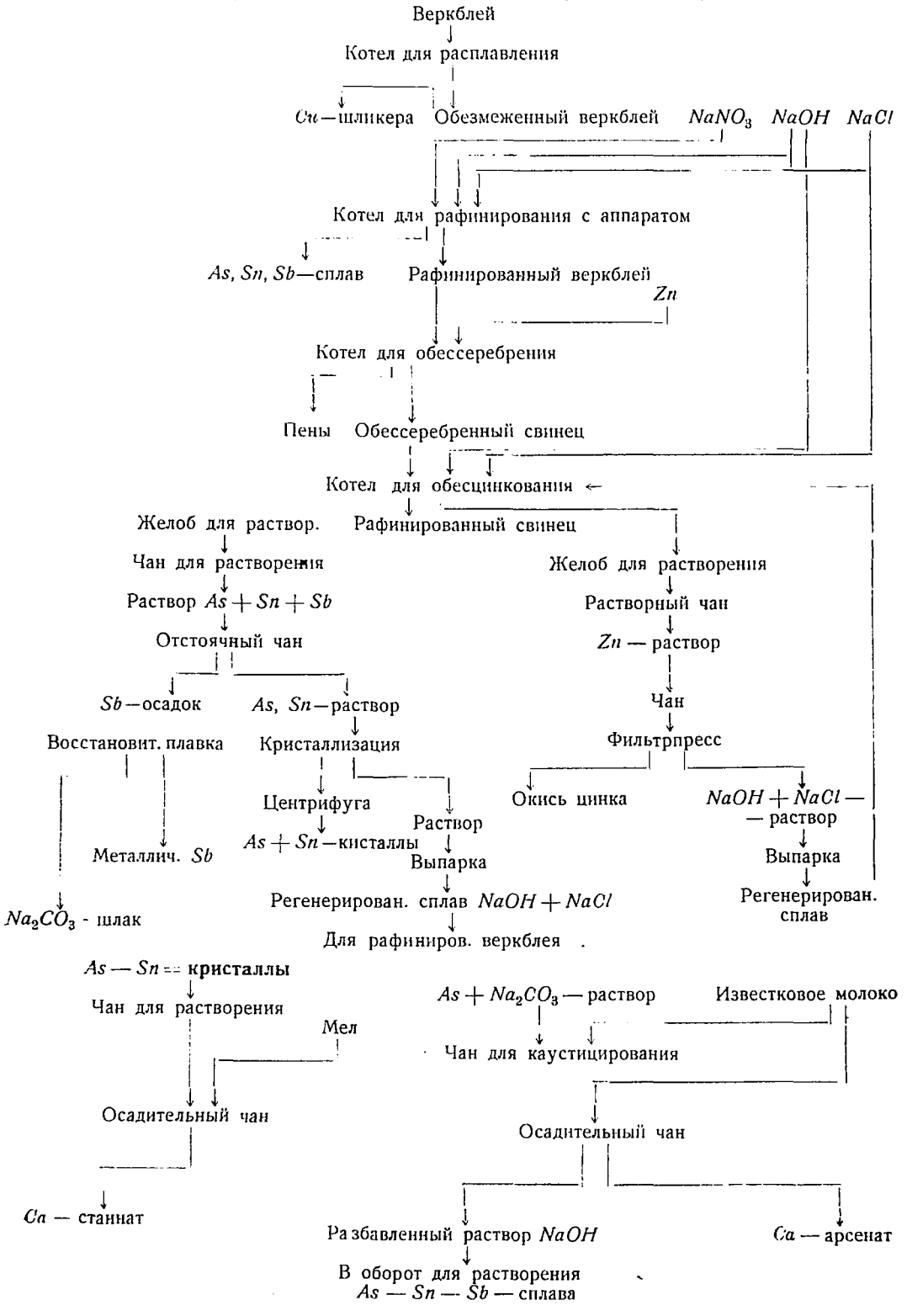
V. Выщелачивание или обработка сплавов. Эти сплавы могут содержать все три металла, либо два, либо только один, в зависимости от состава веркблея. Проще всего обработка сплава, содержащего только сурьму; последняя находится в сплаве в виде антимоната натрия. Это соединение немного растворимо в воде, мало растворимо в *NaOH* и не растворимо в растворе *NaOH*, насыщенном поваренной солью. При выщелачивании *Sb*—сплава водой антимонат натрия остается нерастворенным, в раствор переходят лишь *NaOH* и *NaCl*. Необходимо лишь отделить раствор от быстро оседающего *Sb*—осадка декантацией. При выпарке декантата получают смесь *NaOH* + *NaCl*, которая может быть снова использована для раффинирования веркблея. Очевидно, что чем больше было взято воды для выщелачивания сплава, тем больше придется ее выпаривать. Поэтому стараются применять минимум воды. Сурьмяный осадок промывают и его очень легко восстановить до металлической сурьмы. В присутствии *As* переработка сплава несколько изменяется. Арсенат натрия, в каковом виде *As* находится в сплаве, весьма легко растворяется в горячем *NaCl* – содержащем растворе едкого натра определенной концентрации, но практически нерастворим в холодном растворе той же концентрации. Поэтому сплав, содержащий *As* и *Sb* растворяют в горячей воде, дают при нагревании *Sb* — осадку осесть и отделяют раствор, содержащий мышьяк. При охлаждении этого раствора выпадает кристаллический арсенат натрия; его отделяют в центрифуге от раствора, содержащего *NaOH* + *NaCl*. Последний выпаривают. Полученный арсенат натрия может быть использован непосредственно, либо переведен действием *CaO* в арсенат кальция, либо действием $Pb(NO_3)_2$ — в арсенат свинца. При непосредственном использовании арсената натрия теряют химически связанный в нем *NaOH*; при переводе арсената натрия в арсенат кальция получают химически связанный *NaOH*, который может быть возвращен в процесс; при приготовлении арсената свинца получают $NaNO_3$, которая может быть использована при раффинировании веркблея.

Небольшие количества олова растворяются лишь в горячем растворе *NaOH*, содержащем *As*, а именно, в количестве до $^1/_3$ от содержащегося в нем *As*. В таком случае поступают аналогично, так как в холодном *NaOH* станнат натрия так же мало растворим, как арсенат *Na* и при кристаллизации раствора получают не чистый арсенат натрия, а смесь арсената и станната натрия. Таким образом, в случае веркблея содержащего наряду с *As* и *Sb* лишь мало олова, обработка сплава от рафинирования веркблея, сводится к следующему: сплав растворяют, дают при нагревании отстояться, раствор декантируют с осадка сурьмы; декантат охлаждают, отделяют центрифугой выпавшие кристалы арсената и станната натрия и раствор *NaOH* выпаривают. Если в сплаве много олова по сравнению с мышьяком, то олово не растворится нацело. В таком случае прибегают к следующему приему. Сплав растворяют и раствор быстро охлаждают; *Sn*, *As* и *Sb* полностью выпадают. Отфильтровав, получают в растворе *NaHO* + *NaCl*, в осадке *Sb* + *Sn* + *As*. Арсенат и станнат натрия оба растворимы в горячей воде, а также в воде, содержащей *NaCl*, в то время как антимонат натрия нерастворим в воде, содержащей *NaCl*. В растворе получают таким образом, *As* и *Sn*, в нерастворимой части — осадок сурьмы.

Дабы не охлаждать и не фильтровать слишком большие количества растворов в случае веркблея, содержащего много сурьмы, чистый *Sb* — сплав держат и перерабатывают отдельно. При всем процессе выщелачивания имеют тогда две ветви: *As* — *Sn* — ую, другую *Sb* — ветвь. Сплавы от этих ветвей обрабатывают порознь, что дает более чистые продукты.

Схема процесса Harris'a.

(Без указания способа использования промывных вод).



Остается рассмотреть еще отделение олова от мышьяка. Из различных способов, предложенных Harris'ом наиболее простым и совершенным является следующий:

К горячему водному раствору арсената и станната натрия прибавляют взмученный в воде мел. Олово выпадает количественно в виде станната кальция.

Последний может быть легко восстановлен до металлического олова. Оставшийся в растворе арсенат натрия осаждают известью и получают арсенат кальция, поступающий в продажу. От прибавления мела $NaOH$, находившийся в соединении с оловом, перешел в Na_2CO_3. Поэтому прибавляют к раствору CaO, чем переводят Na_2CO_3 в $NaOH$. Отделенный конечный раствор содержит весь $NaOH$, находившийся в соединении с Sn и As. Таким образом, регенируют весь $NaOH$, пошедший на рафинирование свинца плюс $NaOH$, образовавшийся от разложения $NaNO_3$ за исключением части $NaOH$, которая была связана с Sb.

Переработка цинкового сплава Сплав растворяют в воде. Выделившийся $Zn(OH)_2$ отфильтровывают и раствор выпаривают. И здесь поваренная соль весьма важна, так как она уменьшает растворимость $Zn(OH)_2$ в $NaOH$.

О степени чистоты различных конечных продуктов говорят следующие их анализы, полученные в заводской работе.

Sb осадок Sb — 48,88%, As — сл., Sn — 0,056, Pb — 0,04%, Fe — 0,033, Zn — 0,009%.

Восстановленная, но не раффинированная сурьма: Sb — 99,707%, As — 0,004%, Sn — 0,05%, Pb — 0,009%, F — e — 0,137% и Zn — 0,003%.

Арсенат кальция As — 26,1 = 40,02%, As_2O_5 и CaO = 46,7%.

Станнат кальция: Sn — 37,65%, Sb — 0,43%, As — сл.

Окись цинка: Zn — 77,76% и Sb — 1,01%, Pb = следы.

Заслуживает внимания ничтожное содержание свинца в отдельных продуктах.

Цепь приборов, применяемых при способе Harris'a.

В котле № 1 расплавляют веркблей и по снятии шликеров рафинируют помощью аппарата Harris'a. После рафинирования свинец перекачивают в рядом стоящий котел № 2, где обессеребривают цинком. Обезсеребренный свинец перекачивают в следующий котел № 3 и в нем же обесцинковывают помощью аппарата Harris'a. Готовый свинец переводят в котел № 4, из которого свинец разливают по изложницам.

V. Сравнение способа Harris'a с другими способами рафинирования. По сравнению со старым способом рафинирования у способа Harris'a имеются большие преимущества.

Расходы по производству. При способе Harris'a они значительно меньше вследствие меньшей затраты труда, топлива, меньшей продолжительности и лучшего выхода свинца. Стоимость рафинирования по способу Harris'a, включая расплавление, розлив свинца и регенерацию $NaOH + NaCl$ — смеси составляли на одном заводе 5,29 марок за тонну очищенного свинца; расходы по старому способу при таком же веркблее, исключая переработку абштрихов, 9,89 марок за тонну очищенного свинца. Если учесть еще расходы по дальнейшей переработке промежуточных продуктов (Cu — шликера, Sb — абштрихи), а также потери свинца через улетучивание при старом способе, то полная стоимость рафинирования по способу Harris'a составляет 8,09 марок по старому способу — 21,55 марок за тонну свинца. В эту сумму не включены общие накладные расходы, амортизация и %% на капитал. Кроме того, в случае серебросодержащего свинца при способе Harris'a исключаются потери серебра, так как в конечных продуктах, полученных по этому способу, не было обнаружено присутствие серебра и все оно извлекается при обессеребрении.

При старом способе промежуточные продукты рафинирования перерабатывают лишь периодически, по мере накопления, и в них связан значительный капитал. Так, при месячной добыче 1000 тонн свинца — от 100 до 150 тонн свинца задерживается в накопленных продуктах, что означает потерю; при способе же Harris'a вследствие полного выхода свинца исключаются и эти потери. При способе Harris'a нет также потерь %% на свинец и благородные металлы, которые впитались стенками рафинировочной печи. Потери свинца при способе Harris'a минимальны, так как конечные продукты не содержат свинца; потери через улетучивание невозможны, так как работа ведется при 400°. Это имеет также большое значение для здоровья рабочих. Нет потерь и других металлов, в частности, серебра и золота.

По старому способу получаемый от переработки промежуточных продуктов гартблей всегда содержал некоторые количества As, Cu, Sn и Ag, что означало большие потери и загрязненный продукт. При способе Harris'a получают сплавы превосходного качества, напр., гартблей, не содержащий As и Sn.

Продолжительность рафинирования по способу Harris гораздо меньше, чем при старом способе. Удаление одной тонны спутников свинца занимает 10—15 часов. При большом проценте загрязнений и очень быстрой работе удается удалить 1 тонну сурьмы в течение 5 часов.

Садка в 50 тонн свинца с 1% Sb рафинируется в 4 — 6 часов; по старому способу для этого потребовалось бы 15 и более часов,

По способу Harris'a получают свинец высшей чистоты, так как можно рафинировать так, что в свинце останутся лишь десятитысячные доли % Sn, Sb, As и Zn. Нормально получают свинец, содержащий 99,996% Pb.

Сравнение способа Harris'a с электролитическим рафинированием свинца. Электролиз также дает свинец чрезвычайной чистоты, так как при нем, в про-

тивоположность способу Harris'a, можно удалить весь *Bi*, что является значительным преимуществом электролиза. Но электрофинирование имеет следующие недостатки.

1. Большие расходы по производству; они на 50% выше, чем при старом способе. 2. Большие количества свинца, находящегося в производстве, связывают значительный капитал, 0/0% с которого надо считать потерянными. 3. Электролитный свинец должен быть переплавлен, что связано с потерями. 4. Имеются потери при переработке шламов, содержащих благородные металлы. 5 Содержание серебра в электролитном свинце 6—8 *г* в 1 тонну, что значительно больше, чем при обессеребрении по Паркесу, при каковом оно составляет 2,5—4 *г* в тонне.

Поэтому электрорафинирование выгоднее лишь в исключительном случае, а именно, при высоком содержании в свинце висмута и при условии, что добытый висмут оплатит дополнительные расходы по установке электролиза. При малом содержании висмута способ Harris'a гораздо выгоднее электролитического, почему он и нашел быстрое распространение на американских свинцовых заводах. В Германии на четырех заводах также введен способ Harris'a.

Разница в различных марках раффинированного свинца, в виду прекрасных качеств свинца, очищенного по способу Harris'a постепенно исчезнет и в будущем различать лишь рафинированный свинец, содержащий висмут, и рафинированный свинец без висмута. Весьма важным преимуществом способа Harris'a является возможность готовить из продуктов рафинирования свинца гартблей, не содержащий мышьяка и олова.

При сложности большинства наших свинцовых руд следует ожидать получения при их плавке веркблея сложного состава. Рафинирование такого веркблея обычным путем и полная переработка получающихся при этом побочных продуктов — задача не простая и схема полного рафинирования включает десяток разнообразных операций. Поэтому способ Harris'a является крупным усовершенствованным в металлургии свинца за последние годы. По частным сведениям, полученным референтом из Германии (Штольберг, Берлин) способ Harris'a применяется там с большим успехом. При сооружении у нас свинцовоплавильных заводов следовало бы учесть это обстоятельство.

Проф. *В. Мостович.*

Электротермическое получение чистой окиси алюминия по способу Хэглунда. T. R. Haglund. Ind. a Eng. Chem. 18. 67, *1926*. По этому способу, примеси боксита — окись железа, кремнекислота и др. — восстанавливаются углеродом в электрической печи непрерывного действия. Шлак содержит 15—25% сульфидов, главным образом сульфида алюминия, который при высоких температурах электрической печи растворяет окись алюминия. Температура плавления шлака при этом значительно понижается — до 1100°С, в то время, как температура плавления окиси алюминия ок. 2200°С. Получаемый шлак жидко-плавок и легко может быть выпущен. При затвердевании шлака окись алюминия кристаллизуется, и сульфид легко отделяется от кристаллов. Сульфид алюминия, вместе с другими сырыми материалами, может быть снова загружен в печь. Однако, выяснилось, что выгоднее вести процесс так, чтобы сульфид алюминия образовался в печи. Поэтому, в электрическую печь загружают боксит, уголь (кокс или древесный уголь) и пирротин, или другой сульфид тяжелых металлов, при чем сульфид алюминия образуется по уравнению:

$$Al_2O_3 + 3C + 3FeS = Al_2S_3 + 3CO + Fe.$$

Для получения чистой окиси алюминия достаточно содержание в шлаке 2% сульфида. Количество угля в шихте берется из расчета необходимого углерода для восстановления примесей боксита и углерода, требуемого для реакции образования сульфида алюминия. Если боксит содержит много железа, целесообразно обработать его предварительно сероводородом, который получается при разложении шлака. Благодаря этому, понижается в большинстве случаев на $^1/_3$ потребность в пирротине, а потребность в электроэнергии понижается до 75%. Кроме шлака, получается значительное количество железа, содержащего весь кремний из сырых материалов. Железо это при выпуске легко отделяется от шлака. Сера содержится в железе в очень незначительном количестве, благодаря высокой температуре в печи и большому сродству алюминия к сере. Регулируя скорость охлаждения шлака, можно получить кристаллы различной величины, что очень важно при получении окиси алюминия для шлифовальных целей. После охлаждения, шлак измельчается и обрабатывается водой в непрерывно действующем аппарате, при чем сульфид алюминия разлагается по уравнению:

$$Al_2S_3 + 6H_2O = 2Al(OH)_3 + 3H_2S.$$

Сероводород употребляется для предварительной обработки боксита, или сжигается в печах Клауса для получения серы. Смесь кристаллической окиси алюминия с гидроокисью, загрязненная небольшим количеством сернистого железа, сернистого титана и др., окончательно обрабатывается на сотрясательных столах и других аппа-

ратах. В итоге получается чистая кристаллическая окись алюминия, гидроокись алюминия с небольшим содержанием кристаллической окиси и, наконец, примеси, главным образом, неразложенные сульфиды и крупинки железа. Кристаллическая окись алюминия промывается теплой серной кислотой и после того высушивается. Гидроокись алюминия может быть прокалена и снова загружена в печь, или может быть использована для получения чистого глинозема и его солей. Лабораторные опыты показали, что из находящегося в шлаке сульфида может быть получен без затруднений безводный хлористый алюминий, что очень важно, так как получение дешевого безводного хлористого алюминия представляет большой интерес для нефтяной промышленности. Окись алюминия, получаемая по способу Хэглунда, чище, чем та, которая применяется в настоящее время для получения алюминия, и ее переработка на металл путем электролиза не встречает никаких трудностей. Полученная в Швеции и Германии по способу Хэглунда, окись алюминия имела следующие примеси:

SiO_2 — следы до 0,02%
TiO_2 — 0,18 „ 0,26%
S — 0,16 „ 0,21%
Fe_2O_3 — следы „ 0,12%,

TiO_2 и S могут быть полностью удалены промыванием горячей кислотой.

Стоимость установки по способу Хэглунда значительно меньше стоимости установок, работающих по старым способам. В одной из больших европейских алюминиевых компаний вычислили, что стоимость установки по химическому способу составляет около 5 миллионов долларов, а стоимость спроектированной ими установки по способу Хэглунда составляет максимум 1,25 милл. дол. В обоих случаях калькуляция произведена для годовой производительности в 25000 тонн окиси алюминия. Эта разница в стоимости постройки уменьшает расходы по капитализации и амортизации минимум на 15 долларов на тонну окиси алюминия. Другое важное преимущество нового способа, перед способом Байера и другими химическими способами, состоит в том, что он дает возможность получения чистой окиси алюминия при использовании бокситов, содержащих много железа и кремнезема, в то время, как при химических способах такие бокситы совсем нельзя применить. Экономичности нового метода способствует также получение из примесей боксита, железа с большим содержанием кремния — продукта, легко находящего себе сбыт. Нижеприведенный расчет стоимости производства основывается на опытах производившихся с мая по ноябрь 1924 года на заводе Lautawerk в Германии и на ценах, принятых за средние для германской установки с годовой производительностью 25000 тонн окиси алюминия. Так как при определенных условиях целесообразна предварительная обработка боксита сероводородом, то приводится расчет себестоимости для обоих случаев. Различие в данном случае зависит, главным образом, от содержания окиси железа в боксите и цены на пирротин и энергию. Для сравнения приводится также расчет себестоимости по способу Байера, в котором приняты те же средние цены на энергию и сырые материалы.

Расчет себестоимости 1 тонны окиси алюминия по способу Хэглунда.

Боксит обрабатывается предварительно сероводородом:

Боксит	2 000 *кг* по	26 марок за тонну	52 мар.
Пирротин	333 „ „	30 „ „ „	10 „
Кокс	400 „ „	20 „ „ „	8 „
Электроды	35 „ „	350 „ „ „	12,25 „
Другие материалы			8 „
Энергия 4 500 *квт*/ч. по 0,8 пф.			36 „
Заработная плата			16 „
Ремонт			8 „
Общие расходы			10 „
Амортизация и капитализация 10%		$\frac{5\,000\,000 \text{ марок}}{25\,000 \text{ тонн}}$	20 „
			180,25 мар.
Вычет стоимости побочных продуктов . . .			30 мар.
1 000 *кг* Al_2O_3 стоят без лицензии			150,25 *м*

БИБЛИОТЕКА ... им. К. И.

Боксит не обрабатывается предварительно сероводородом:

Боксит 2 000 *кг* по 26 марок за тонну	52	мар.
Пирротин 1 000 „ „ 30 „ „ „	30	„
Кокс 400 „ „ 20 „ „ „	8	„
Электроды 40 „ „ 350 „ „ „	14	„
Другие материалы	10	„
Энергия 6 000 *квт*/ч. по 0,8 пф.	48	„
Заработная плата	16	„
Ремонт	8	„
Общие расходы	10	„
Амортизация и капитализация 10%	20	„
	216	мар.
Вычет стоимости побочных продуктов	53	мар.
1 000 *кг* Al_2O_3 стоят без лицензии	163	мар.

Расчет себестоимости 1 тонны окиси алюминия по способу Байера.

Боксит 2 000 *кг* по 26 марок за тонну	52	мар.
Уголь 2 000 „ „ 17 „ „ „	34	„
Сода и известь	25	„
Ремонт и вспомогательные материалы (включая суконные фильтры)	35	„
Энергия 300 *квт*/ч. по 0,8 пф.	2,40	„
Заработная плата	35	„
Общие расходы	10	„
Амортизация и капитализация 10% $\frac{20\,000\,000 \text{ мил.}}{25\,000 \text{ тонн}}$	80	„
1 000 *кг* Al_2O_3 стоят без лицензии	273,40	мар.

Способ Хэглунда запатентован во всех промышленных странах.

А. Шерешевский.

Отв. ред. проф. ***Н. М. Федоровский.***

Главлит 62515. Заказ № 3653. Тираж 1500. 5 п. л.

Типо-литография „Красный Печатник“ Гостехиздата. Ленинград, Международный пр., 75.

ГОСУДАРСТВЕННОЕ ТЕХНИЧЕСКОЕ ИЗДАТЕЛЬСТВО
Москва, Центр, Ильинка, Юшков пер., 6. — Тел. 2-56-34.

„МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ и его переработка".

В форме ежемесячных выпусков книжного формата объемом около 60 печатных листов в год.

ПРОГРАММА ЖУРНАЛА:

1. Общие вопросы минерального сырья, его промышленного и земледельческого использования и экспорта.
2. Изучение свойств минерального сырья, его добычи и назначения. Методология. Районные описания месторождений. Специальная технолого-производственная оценка. Нормализация. Экономика. Учет сырьевых запасов.
3. Металлургическая, силикатная промышленность, промышленность минеральных удобрений и друг.

Технология использования минерального сырья в разных отраслях промышленности. Технические исследования; производственные процессы и аппараты; методы работы; новое применение минералов; нормализация изделий.

4. Рефераты иностранных и русских научно-исследовательских работ.
5. Библиография.
6. Хроника.
7. Практические предложения, вопросы и ответы.
8. Объявления.

В журнале принимают участие следующие лица: проф. **В. А. Александров**, проф. **С. Е. Андреев**, проф. **В. В. Аршинов**, проф. **А. А. Байков**, инж. **Ю. В. Баймаков**, инж. **И. И. Барабошкин**, проф. **М. А. Блох** (уполномоченный Редакции по Ленинграду), проф. **Э. В. Брицке** (зав. Отделом промышленности), проф. **П. П. Будников**, проф. **С. Н. Ванков**, **М. П. Вельтман**, акад. **В. И. Вернадский**, инж. **Е. С. Гендлер**, проф. **К. И. Висконт**, инж. **С. И. Вольфкович** (зав. Отд. минеральн. удобрений), инж. **К. Е. Габуния**, инж. **Н. Ю. Ган**, инж. **П. П. Гинзбург**, проф. **С. Ф. Глинка**, инж. **В. И. Головкин**, проф. **К. П. Григорович**, проф. **В. Е. Грум-Гржимайло**, проф. **П. А. Двойченко**, инж. **М. Э. Зборовский**, инж. **А. П. Иванов**, проф. **Л. Л. Иванов**, акад. **В. Н. Ипатьев**, инж. **В. П. Камзолкин**, геол. **А. В. Казаков**, инж. **В. В. Кисельников**, инж. **Л. К. Конюшевский**, инж. **В. А. Корвацкий**, проф. **Б. П. Кротов**, **В. И. Крыжановский**, проф. **А. Н. Кузнецов**, проф. **А. П. Курдюмов**, акад. **Н. С. Курнаков**, проф. **Н. К. Лахтин** (зав. Отд. строительных материалов), проф. **П. П. Лебедев**, проф. **А. Л. Лебедянцев**, акад. **Ф. Ю. Левинсон-Лессинг**, проф. **В. П. Лучицкий** (зав. Отделом силикатного сырья), проф. **М. С. Максименко**, **А. А. Мамуровский**, инж. **Л. А. Мертц**, инж. **Н. С. Михеев**, проф. **В. Я. Мостович** (зав. Отд. цветн. металлов), проф. **Д. П. Мушкетов**, **К. А. Ненадкевич**, проф. **В. А. Обручев** (зав. Отд. иностр. сырьевого и рудных месторождений), инж. **В. А. Пазухин**, проф. **С. П. Попов**, проф. **П. Ф. Пономарев**, инж. **И. В. Попов**, проф. **П. П. Пятницкий**, инж. **И. В. Рабчинский** (зав. Отд. профессион. и НОТ), инж. **П. С. Рюмин**, **В. М. Свердлов** (зав Отд. Экономики), проф. **А. А. Скачинский**, проф. **Н. Н. Смирнов**, инж. **В. П. Стукачев**, проф. **П. П. Сущинский**, инж. **В. С. Сырокомский**, проф. **А. А. Твалчрелидзе**, геолог **Н. Н. Тихонович**, **П. К. Топольницкий** (Заведующий Редакции), инж. **В. И. Трушлевич** (зав. Отд. обогащения), инж. **С. П. Туманов**, акад. **А. Е. Ферсман**, проф. **П. С. Философов**, проф. **Н. М. Федоровский** (зав. Отд. общим и прикладной минералогии), инж. **Г. А. Цулукидзе**, проф. **Н. И. Червяков**, проф. **П. Н. Чирвинский**, проф. **Н. П. Чижевский** (зав. Отд. черных металлов), инж. **А. С. Шахмурадов**, проф. **Б. С. Швецов** (зав. Отд. переработки силикатного сырья). инж. **Д. П. Щербаков**, инж. **Д. А. Эгиз**, инж. **П. И. Юдинсон**, проф. **Н. Ф. Юшкевич** (зав. Отд. прикладной химии), проф. **В. В. Юрганов**, инж. **Н. А. Шадлун**, инж. **С. Д. Шейн**.

Ответственный редактор — проф. **Н. М. Федоровский**.

Адрес Редакции: Москва, 17. Б. Ордынка, 32. **Тел. 69-43.**

ИНСТИТУТ ПРИКЛАДНОЙ МИНЕРАЛОГИИ И МЕТАЛЛУРГИИ.

СССР — ВСНХ.

ГОСУДАРСТВЕННОЕ ПАЕВОЕ Строительно-Промышленное Т-во „АСБОСТРОМ"

МОСКВА

Первомайская (б. Мясницкая), Б. Златоустинский пер., Дом Крестьянина, помещ. 10.

Телеф. 3-40-55 и 50-01.

а) Заводы огнестойких строительных и изоляционных материалов в Москве. Производство ВСЕВОЗМОЖНЫХ СТРОИТЕЛЬНЫХ РАБОТ.

ПРОИЗВОДСТВО:

Асбестового картона, огнеупорных красок, теплой сфагнумовой фанеры, изоляционных материалов, каустического магнезита, хлористой магнезии, электро-изоляционных материалов, асбозурита, асботермита и пр.

б) Разработка ТРЕПЕЛА и ОГНЕУПОРНОЙ ГЛИНЫ при ст. Дабужа в Калужской губ.

в) Строительная Контора по огнестойкому строительству из новейших материалов.

г) Производственно-Консультационное Проектировочное Бюро.

ПОСТАВКА

диатомита (инфузорной земли), как молотого, так и комового, огнеупорной глины.

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ

И ЕГО ПЕРЕРАБОТКА

MINERAL RESOURCES AND THEIR TECHNOLOGY

№ 3 1927 ГОД II

МОСКВА

ПРОДОЛЖАЕТСЯ ПОДПИСКА на 1927 год

НА ЕЖЕМЕСЯЧНЫЙ ЖУРНАЛ

„МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ И ЕГО ПЕРЕРАБОТКА“

Орган Научно-Исследовательских Институтов по минеральному сырью НТО ВСНХ СССР, при участии Комиссии Естественно-Производительных Сил СССР при Всесоюзной Академии Наук.

ЖУРНАЛ ВЫХОДИТ В ОБЪЕМЕ 5—6 ПЕЧ. ЛИСТОВ.

При ближайшем участии: акад. **Н. С. Курнакова**; акад. **Ф. Ю. Левинсон-Лессинг**; акад. **А. Е. Ферсман**; проф. **Э. В. Брицке**; проф. **Н. К. Лахтина**; проф. **В. И. Лучицкого**; проф. **В. Я. Мостовича**; проф. **Д. И. Мушкетова**; проф. **В. А. Обручева**; проф. **П. П. Пятницкого**; **В. М. Свердлова**; проф. **Б. С. Швецова** и проф. **Н. Ф. Юшкевича**.

Ответственный редактор проф. **Н. М. Федоровский.**

ПОДПИСНАЯ ЦЕНА:	1 год.	1/2 года.	1/4 года.
Без доставки	10 р.	6 р. — к.	3 р. 25 к.
С доставкой в Москве . . .	11 „	6 „ 75 „	3 „ 75 „
Иногородняя	12 „	7 „ 50 „	4 „ 25 „
За границу	18 „ (9 долл.)	12 „ — „ (6 долл.)	7 „ — „ (3,50 долл.)

Комплект за 1926 г. — 11 руб.

Отдельные выпуски в розницу по 1 р. 20 к., удвоенные по 1 р. 80 к.

АДРЕС РЕДАКЦИИ: Москва, 17, Б. Ордынка, 32, Институт Прикладной Минералогии и Металлургии.

ОБЪЯВЛЕНИЯ:

Впереди текста 1 стр.—**150** руб.; 1/2 стр.—**80** руб.; 1/4 стр.—**45** руб.
Позади текста 1 стр.—**100** руб.; 1/2 стр.—**60** руб.; 1/4 стр.—**35** руб.

ПОДПИСКА ПРИНИМАЕТСЯ: В Гостехиздате—Москва, Ильинка, Юшков пер., 6. и в магазинах **ГТИ:** Петровка, 10; Разгуляй. 38/2; Мясницкая, 1-б; Волхонка, 6; Тверская, 25; Арбат, 6; в **Ленинграде**—Пр. Володарского, 59 (уг. пр. 25 Октября); Пр. 25 Октября, 24; в **Харькове**—улица 1-го Мая, 8; в **Ростове н/Д.**—ул. Фр. Энгельса, 69; в **Н.-Новгороде**—ул. Я. Свердлова, 19; в **Киеве**—ул. Воровского, 35; в **Свердловске** —ул. Ив. Малышева, 58-а и в **Редакции журнала.**

Заведующий Редакцией **П. К. Топольницкий.**

ИЗДАНИЕ ГОСТЕХИЗДАТА.

„Mineral resources and their technology“

Issued monthly. Journal of the Scientific—Research Institutes of the Scientific—Technical Department of the Supreme Council of National Economy of U. S. S. R.; With the collaboration of The Committee for the Exploration of Natural Productive Forces Academy of Sciences of U. S. S. R.

Published by the State Technical Editorship.
Subscription price: 9 dol. per annum.
6 dol. 6 monthes.
3,5 dol. 3 monthes.

Advertisements: before the text: 1 page dol. 75; 1/2 page dol. 40; 1/4 page dol. 25;
after the text: 1 page dol. 50; 1/2 „ dol. 30; 1/4 „ dol. 20.

Office: Institute of Economic Mineralogy and Metallurgy,
B. Ordynka, 32. MOSKOW. U. S. S. R.

Пролетарии всех стран, соединяйтесь!

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ

И ЕГО ПЕРЕРАБОТКА

ОРГАН НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИХ ИНСТИТУТОВ ПО МИНЕРАЛЬНОМУ СЫРЬЮ НТУ ВСНХ СССР

ПРИ УЧАСТИИ КОМИССИИ ЕСТЕСТВЕННО-ПРОИЗВОДИТЕЛЬНЫХ СИЛ СССР ПРИ ВСЕСОЮЗНОЙ АКАДЕМИИ НАУК.

№ 3	1927 г.	Год II

Р484

ГОС. ПУБЛИЧНАЯ НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКАЯ БИБЛИОТЕКА СССР

584/3/65

MINERAL RESOURCES AND THEIR TECHNOLOGY

ГОСУДАРСТВЕННОЕ ТЕХНИЧЕСКОЕ ИЗДАТЕЛЬСТВО
МОСКВА, 1927

СОДЕРЖАНИЕ

Стр.

Месторождения.

Д. Л. Ортенберг.—О рудах нижних горизонтов марганцевого рудника Сапальского. 163
Н. М. Федоровский.—Свинцово-серебряные месторождения Семиречья 176
П. И. Лебедев.—Мраморы Северного Кавказа 179
А. В. Арсентьев.—О полезных ископаемых Дальнего Востока. 188
С. Ф. Глинка.—О дюмортьерите близ деревни Сайлык. 189
Р. Р. Выржиковский.—Цементные материалы Приднестровья 191
Б. А. Душкевич.—Патровское месторождение огнеупорных глин 193

Исследования и методика.

В. И. Смирнов.—О влиянии кварца и известняка на состав продуктов пиритной плавки. 197
С. Ф. Комиссаров и М. С. Куроцапов.—Обработка землистых красок в кустарном производстве. 209
И. К. Лузин.—Разработка и применение первичного каолина в фарфоровом производстве без предварительного отмучивания 212
Б. Карачунский.—О хромомагнезитовом кирпиче для футеровки. 215

Промышленный.

В. И. Лучицкий.—Ближайшие перспективы каолиновой промышленности СССР. 217
П. А. Борисов.—Пегматитовые жилы Мурмана, как керамический сырьевой фонд. 225

Заметки и хроника.

И. П. Толмачев.—Международная конференция по углю в С.-А. С. Ш. 230
С. В.—Мировая добыча фосфоритов. 231
N. N.—Всесоюзное Совещание инженеров и техников химической промышленности. 232
С. В.—Месторождение фосфоритов в Марокко. 232
С. П. Лебедев.—Научный Институт по Удобрениям. 234

Рефераты, обзоры и отзывы.

И. Н. Плаксин.—О некоторых случаях амальгамации и обогащения золотых руд. 238

CONTENTS

Deposits.

D. L. Ortenberg. — About Ores of the Lower Bed of the Manganese Mine Sapalsky. 163
N. M. Fedorofsky. — Lead-Silver Deposits of Semirechie. 176
P. I. Lebedev. — Marbles of Northern Caucasus. 179
A. B. Arsentiev. — About the Useful Minerals of the Far East. 188
S. F. Glinka. — About the Dumortierite near the Village Sailych. 189
R. R. Virjikovsky. — Cement Materials of Pridnestrovie. 191
R. A. Dooshkevich. — Fileclay Deposits near Patrovsk. 193

Investigations and Methods.

V. I. Smirnov. — About the Influence of Quarz and Lime-stone on the Composition of the Products of the Pyritic Smelting 197
S. F. Komissarov and M. S. Koorozapov. — Working of Earth Dyes in Small-Skale Production 209
I. K. Loosin. — Working and Application of Primary Kaolin in the Production of Porcelain without a Preliminary Sorting by Subsidence 212
B. Karachoonsky. — About the Chromo-Magnesitic Bricks for the Furnace Lining . 215

Industrial.

V. I. Loochitzky. — Perspectives of Kaolin Industry in USSR 217
P. A. Borisov. — Pegmatite Veins of Moorman as a Fund of Raw Products for Ceramic Industry 225

Notes and News.

I. P. Tolmachev. — The International Coal-Congress U. S. A. 230
S. V. — Phosphorite Deposits in Marokko 231
S. V. — World Production of Phosphorites 232
N. N. — USSR Conference of Engineers and Specialists, Working in the Chemical Industry 232
S. P. Lebedev. — The Sientific Institute of Fertilizeres 234

Bibliography, Reports and Reviews.

I. N. Plaksin. — About Some Cases of Agglomaration and Concentrating of the Gold Ores 238

Горн. Инж. Д. Л. Ортенберг.

О рудах нижних горизонтов марганцевого рудника Сапальского.

(В Нижне-Тагильской даче Высокогорского района).

В Высокогорском районе за последние годы марганцевые разведки велись и ведутся в следующих местах: 1) район так называемого Черемуховского Стойла в квартале 113/114 Н.-Тагильской дачи и в одном километре к северу от рудника Сапальского; 2) рудник Сапальского: 3) так называемая Коровинская разведка у южной подошвы г. Высокой и 4) Горбуновская разведка к югу от д. Горбуновой в квартале 290/313, 291/314 Н.-Тагильской дачи.

Как рудник Сапальского, так и указанные разведки расположены на сиенито-сланцевой полосе, прорезываемой мощными и не малочисленными выходами девонских известняков Эта полоса вмещает все наиболее промышленные и известные месторождения бывш. Нижне-Тагильского Округа, как-то: Высокогорский и Лебяжинский железные рудники, Меднорудянский рудник, месторождение медистых и золотистых колчеданов при разъезде Сан-Донато и пр.

Марганцевый рудник, названный в честь работавшего в Тагильском Округе геолога Сапальского его именем, начал разрабатываться в 80-годах прошлого столетия, когда металлургией железа был заявлен спрос на марганцевые руды для выплавки ферромарганца.

Месторождение до глубины 9,6 *м* эксплоатировалось открытыми работами, затем стало работаться подземными работами.

По данным, приведенным в описании Высокогорского рудного района (см. приложение № 7 к журналу „Горное Дело"—Н. Вradий и Ф. Францев. Высокогорский рудный район), на руднике Сапальского было добыто марганцевых руд (в тоннах):

1913 г.	1914 г.	1915 г.	1916 г.	1917 г.	1918 г.	1919 г.	1920 г.
2888	4200	3500	3888	1150	108	1347	4308

Руководящим типом, так сказать, эталоном для разведок и поисков марганцевых руд в Округе—является месторождение рудника Сапальского. Как известно, это месторождение имеет форму неправильного штока, заключенного вместе с прорезывающими его метаморфизованными изверженными породами — ортофирами, продуктами их разрушения (так называемыми „беляками"), сланцами, а также контактовыми породами—в известняках. Рудный шток обнаруживает широтное простирание, с падением на юг.

Казалось бы, что эталон, во всяком случае, должен представлять собой хорошо известное и хорошо изученное явление. На самом деле, это, к сожалению, оказывается далеко не так. Единственный промышленный представитель этого типа месторождений, рудник Сапальского, остался почему-то до сего времени недостаточно изученным. О нем имеется небогатая литература. Вот ее почти исчерпывающий перечень [1]):

---

[1]) 1) *В. Сапальский.* Марганцевые руды в Н.-Тагиле. „Горный Журнал", 1867 г. 2) *Конткевич.* Отчет о геологических исследованиях вдоль линии Уральской горнозаводской жел. дор. „Горный Журнал", 1880 г. 3) *Ф. Чернышев.* Статья в сборнике: Guide des Excursions du VII Congres geologique International, IX. 4) *Н. Яковлев.* Месторождения марганцевых руд в Н.-Тагильском Округе. „Изв. Геолог. К-та", 1904 г. 5) *Н. Яковлев.* Геологический очерк рудоносной области сиенитов в Н.-Тагильском Округе на Урале. „Изв. Геолог. К-та", 1906 г. 6) *Н. Яковлев.* Очерки по геологии Донецкого бассейна, Урала и Кавказа. 1920 г. 7) *И. Зиновьев.* Марганцевый рудник в Н.-Тагильской даче. „Уральский техник", № 6 за 1914 г. 8) *И. С. Васильев.* Геологическое исследование марганцевого рудника Сапальского и Липовой горы Н.-Тагильского Горного Округа на Урале.

Статья И. С. Васильева является последней по времени о руднике Сапальского. Она написана в 1914 году и изда-а выпуском № 7 материалов по Прикладной Геологии, издаваемых Геологическим Комитетом. В ней И. С. Васильев дает весьма ценные химические анализы руд валунчатых и верхних горизонтов до 30 *м* (14 саж.) рудника Сапальского и боковых пород. По определению Васильева руды представлены, главным образом, псиломеланом при чем валунчатые руды богаче марганцем и чище

Залежь марганцевого рудника Сапальского с глубиной выклинивается, что свидетельствуется следующими фактами: площадь рудного тела на горизонте 30 *м* (14 саж.) равна 987 *кв. м* (217 кв. саж.), на горизонте 34 *м* (16 саж.)—796 *кв. м* (175 кв. саж.) на горизонте 43 *м* (20-й саж.)—273 *кв. м* (60 кв. саж.) [1]).

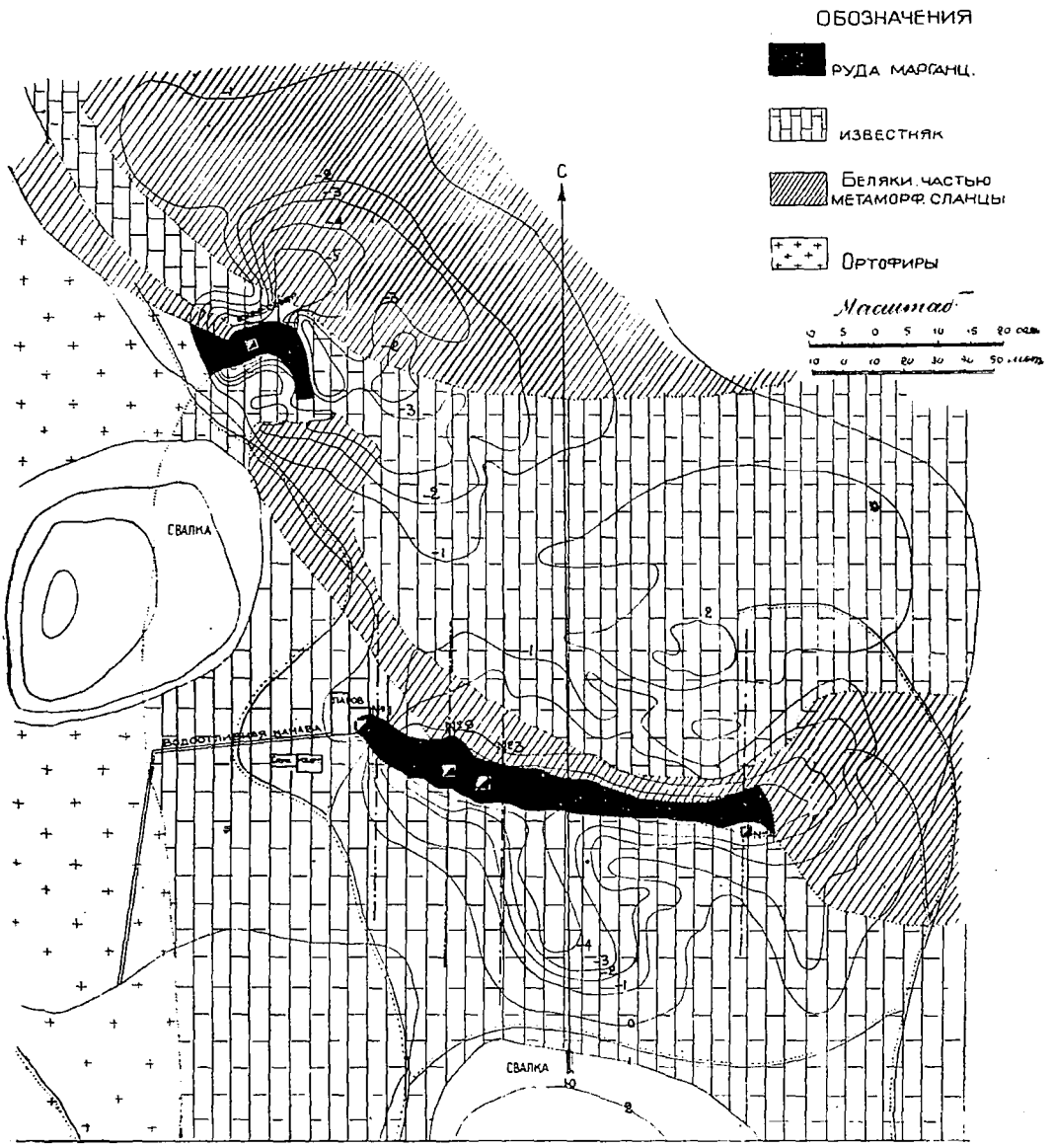


Рис. 1. План поверхности марганцевого рудника Сапальского.
По данным: Съемки 1914 г. геолога И. С. Васильева и топографа А. Г. Васильева.

руд в коренном залегании. Из других рудных минералов Васильевым отмечается в виде незначительных включений присутствие свинцового блеска и серного колчедана. Боковые породы по определению Васильева представлены ортофирами и „беляками", являющимися продуктами изменения ортофиров в серицитовые сланцы. По мнению Васильева руды отложились из горячих водных растворов, связанных с послевулканической деятельностью излившихся ортофиров.

[1]) См. упомянутое выше описание Высокогорского рудного района.

За промежуток времени с 1920 г. по апрель 1922 г. пройдено с горизонта 43 *м* (20 сажени) 13 скважин алмазного бурения, начиная с № 2 и кончая № 14. В 1917 году была пройдена с горизонта 43 *м* (20-й сажени) скважина № 1 [1]).

Скважина № 2 является наиболее важной и интересной по своим показаниям. Она была задана вертикально вниз в западной части конца рудного штока с горизонта 43 *м* (20 саж.) [2]).

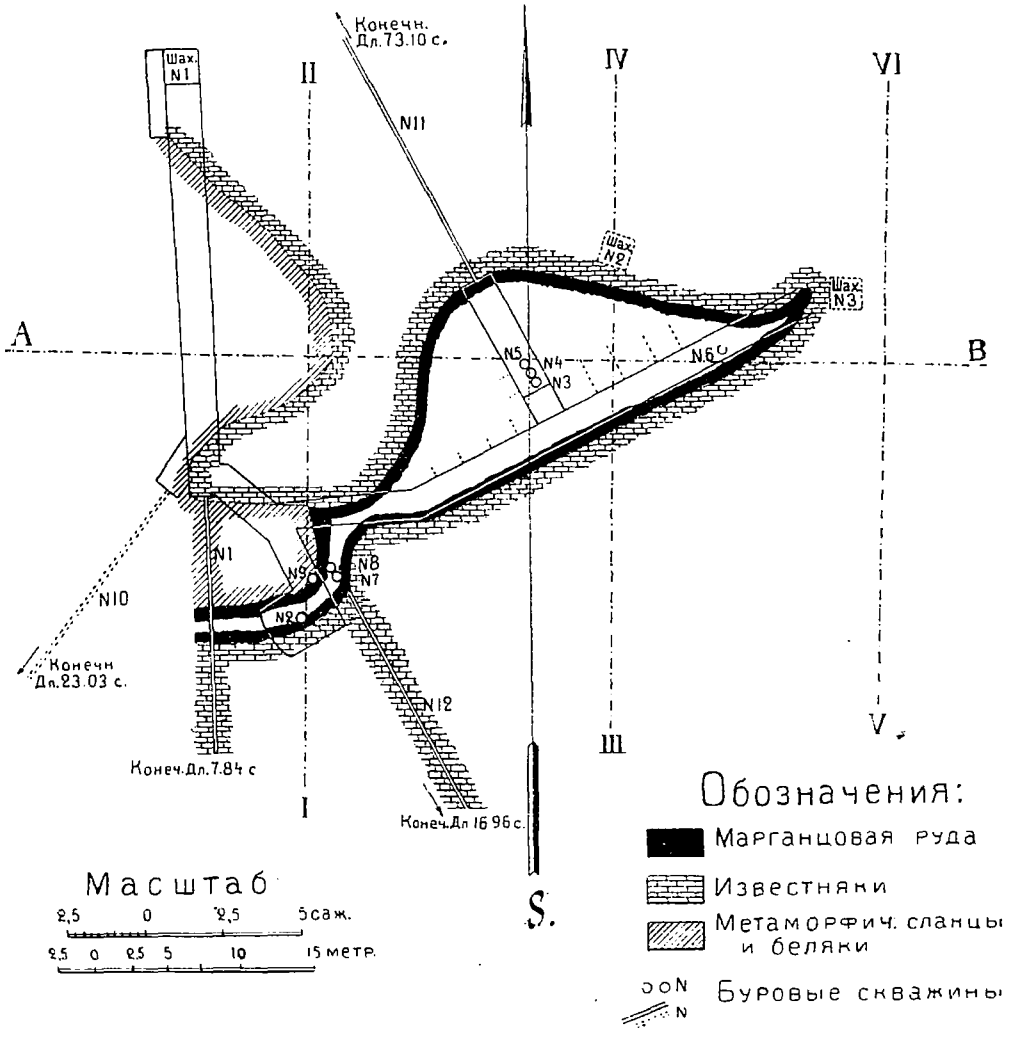


Рис. 2. План горизонта 20-ой сажени марганцевого рудника Сапальского.

Конечная глубина ее 36,19 *м* (16,96 саж.).

Профиль ее по данным бурового журнала и имеющимся в Геологическом Музее Высокогорского района колонкам, просмотренным мною, представляется по упрощенной схеме в следующем виде:

1) до глубины 27,76 *м* скважина шла по рудной толще;

---

[1]) Для иллюстрации условий залегания прилагаем геологический план поверхности (Рис. 1), составленный по данным съемки И. С. Васильева в 1914 году и напечатанный в вышеупомянутом выпуске № 7, 4 разреза к нему и план работ горизонта 43 *м* (20-й сажени), составленные по данным Геологического Музея б. Высокогорского района, и до сего времени не напечатанные.

[2]) См. план работ горизонта 20-й саж. (Рис. 2) и разрез I– II.

2) с глубины 27,76 по 34,93 *м*—доломитизированные известняки, частью мраморы, безрудные, или со слабой вкрапленностью руды и колчедана;

3) с 34,93 *м* по 36,19 *м* — метаморфические зелено-серые сланцы лежачего бока.

Детализируя описание профиля скважины, приходится отметить, что от 0,0 *м* (устья скважины) до глубины 5,40 *м* — имеем марганцевую руду, или сплошную (тяжелую в штуфах), или боковую породу, интенсивно проникнутую рудой. Более подробная характеристика минералогического состава марганцевой руды дается ниже, пока же ограничиваемся простым указанием: „марганцевая руда". Добытые из скважины до глубины 5,40 *м* стержни действуют на магнитную стрелку.

С глубины 5,40—27,76 *м* рудная толща представлена карбонатами (большей частью доломитизированными известняками), более или менее проникнутыми марганцевой рудой, местами со вкрапленностью колчеданов и свинцового блеска. Некоторые рудные штуфы (колонки) сильно магнитны, и даже полярно магнитны. Среди рудных штуфов следует отметить так называемые „рудные мраморы", представляющие собой рудную брекчию в доломитизированном известняке.

Зелено-серые сланцы, встреченные скважиной на глубине 34,93 — 36,19 *м*, в шлифе дают такую картину: среди метаморфической массы, состоящей большей частью из совершенно разрушенных полевых шпатов, нацело замещенных хлоритосерицитовым аггрегатом (попадаются редкие более свежие экземпляры полевых шпатов), и кварца, видны обильные выделения зернышек магнетита; не менее часты мутные зерна, бурых минералов высокого, простого преломления и слабо реагирующих на поляризованный свет. Кроме того, в шлифе наблюдаются выделения хлорита, карбонаты, редкие иглы апатита и кварц с облачным погасанием.

В заводской лаборатории Высокогорского района были произведены следующие анализы колонок из скважины № 2:

№№ анализов.	Глубина в метрах.	*Mn*	*Fe*	*S*	*Cu*
		В процентах.			
1	0,0 — 2,13	46,36	3,6	—	—
2	2,13— 4,27	37,06	3,9	—	—
3	4,27— 6,40	47,08	3,75	—	—
4	6,40— 7,46	33,82	3,84	—	—
5	7,46— 8,53	37,92	4,96	—	—
6	8,53—10,66	36,56	8,91	—	—
7	10,66—11,72	35,70	10,73	—	—
8	11,72—12,80	29,46	11,00	12,42	0,62
9	12,80—13,86	26,47	16,161	15,77	—
10	13,86—14,94	10,44	29,36	31,31	—
11	14,94—17,07	11,98	18,18	12,32	—
12	17,07—18,13	12,60	25,08	12,02	—
13	18,13—19,20	30,45	19,26	0,64	—
14	19,20—20,26	43,59	3,49	1,14	—
15	20,26—21,34	40,75	10,84	—	—
16	21,34—22,40	29,83	2,37	—	—
17	22,40—23,47	36,75	4,42	—	—
18	23,47—25,60	45,27	2,79	—	—

В интересах более детального выяснения минералогического состава руды, пересеченной скважиной № 2, были произведены дополнительно в лаборатории Геологического Комитета анализы руды с глубины: 1,07—2,13 *м* (обр. № 1); 2,13—5,55 *м* (обр. № 2); 18,23—18,97 *м* (обр. № 3); 24,05—24,32 *м* (обр. № 4); 25,99—26,44 *м* (обр. № 6); 26,44—27,42 *м* (обр. № 7); 34,93—35,63 *м* (обр. № 8) и, кроме того, была анализирована руда с горизонта 40,54 метра из забоя № 59 в нескольких метрах от устья скважины № 2 (обр. № 5). [См. план горизонта 43 метра (20-й саж.)].

На таблице 1-ой дана сводка всех 8 анализов, при чем каждый анализ выражен в весовых и молекулярных количествах.

В анализах образцов №№ 3, 4, 5 констатировано одновременное присутствие *FeO* и MnO_2, в силу этого в них при настоящем состоянии аналитической методики не удалось непосредственно определить количество этих окислов. Согласно пояснения к анализам, сделанного лабораторией Геологического Комитета, „цифра MnO_2 для образца № 4 не достоверна, так как она указывает лишь на преобладание „активного" кислорода перекиси марганца над закисью железа. В образце № 3 отношение обратное: в нем

ТАБЛИЦА № 1.

	Обр. № 1		Обр. № 2		Обр. № 3		Обр. № 4		Обр. № 5		Обр. № 6		Обр. № 7		Обр. № 8		Обр. № 3-а		Обр. № 4-а		Обр. № 5-а	
	% по весу	Мол. колич.	% по весу	Мол. колич.	% по весу	Мол. колич.	% по весу	Мол. колич.	% по весу	Мол. колич.	% по весу	Мол. колич.	% по весу	Мол. колич.	% по весу	Мол. колич.	% по весу	Мол. колич.	% по весу	Мол. колич.	% по весу	Мол. колич.
SiO_2	15,50	26	6,40	11	6,63	11	1,51	3	0,44	1	4,15	7	2,85	5	47,72	80	6,63	11	1,51	3	0,44	1
TiO_2															0,74	1						
Al_2O_3	7,17	7	1,14	1	1,50	1	3,09	3	нет	—	0,69	1	1,48	15	10,16	10	1,50	1	3,09	3	нет	—
FeO	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	7,09	10	9,1	13	9,6	13	12,50	18
Fe_2O_3	6,27	4	5,20	3	30,30	—	31,01	—	60,09	—	1,83	1	1,99	1	9,49	6	20,10	13	20,2	13	38,20	25
MnO	30,55	43	45,00	63	43,70	62	20,07	29	23,43	33	39,72	56	25,51	36	0,78	1	43,70	62	20,07	29	23,43	33
MnO_2	12,60	14	23,80	27	неопр.	—	3,72	4	неопр.	—	14,92	17	3,13	4	—	—	неопр.	—	3,72	4	неопр.	—
CaO	0,40	1	0,57	1	0,96	2	12,80	23	1,80	3	7,72	14	15,09	27	3,50	6	0,96	2	12,80	23	1,80	3
MgO	15,18	38	6,80	17	3,46	8	7,44	19	1,01	2	8,96	22	11,60	29	7,57	19	3,46	8	7,44	19	1,01	2
BaO	следы	—	0,23	—	нет	—	нет	—	нет	—	0,12	—	1,09	1	—	—	нет	—	нет	—	нет.	—
CO_2	0,68	4	1,50	3	10,90	25	18,95	43	10,16	23	18,36	42	34,89	79	2,73	7	10,90	25	18,95	43	10,16	23
P_2O_5	0,12	—	—	—	—	—	0,29	—	0,24	—	—	—	0,11	—	следы	—	—	—	0,29	—	0,24	—
S	0,04	—	следы	—	0,17	—	0,04	—	7,84	—	0,09	—	0,30	—	следы	—	0,17	—	0,04	—	13,73	11
H_2O связ.	5,87	32	7,70	43	2,90	16	0,85	5	1,10	6	2,87	16	2,32	13	5,26	29	2,90	16	0,85	5	1,10	6
H_2O гигр.	4,18	—	1,10	—	0,20	—	0,24	—	0,07	—	0,27	—	0,29	—	1,03	—	0,20	—	0,24	—	0,07	—
															K_2O 2,01							
															Na_2O 1,29							
Сумма	99,56	—	99,44	—	100,72	—	100,01	—	105,68	—	99,70	—	100,58	—	99,42	—	99,44	—	98,80	—	102,68	—
Mn металл	31,60	—	49,80	—	33,90	—	18,44	—	18,20	—	40,17	—	21,74	—	—	—	33,90	—	18,44	—	18,20	—
Fe »	4,40	—	3,62	—	21,30	—	21,71	—	42,70	—	1,28	—	1,34	—	12,10	—	21,30	—	21,71	—	42,70	—

закись железа преобладает над избыточным кислородом перекиси марганца и поэтому цифра MnO_2 при определении получается отрицательной" [1]).

Анализы образцов от № 1 до № 8 дают результаты непосредственного анализа. Анализы №№ 3а, 4а и 5а дают вычисленные результаты для образцов № 3 и № 4 в предположении, что все железо находится в руде в виде Fe_3O_4 (магнетита), а в руде № 5—кроме того, еще в виде FeS_2 (пирита), лимонита, красного и шпатового железняков.

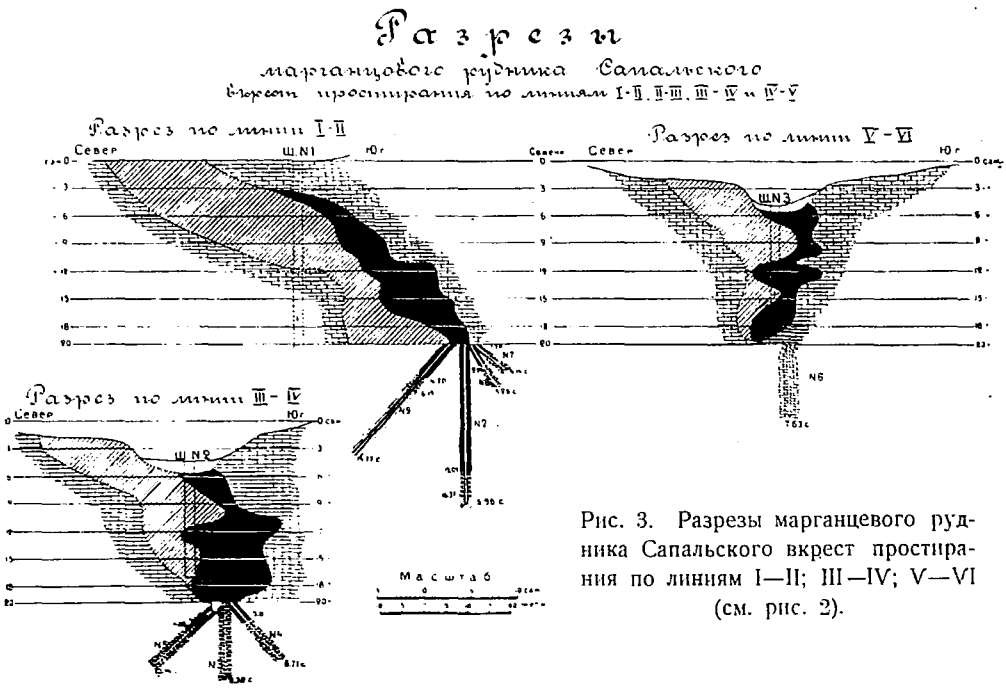


Рис. 3. Разрезы марганцевого рудника Сапальского вкрест простирания по линиям I—II; III—IV; V—VI (см. рис. 2).

Минералогический состав рудных штуфов.

Образец № 1—глуб. 1,07—2,13 *м*—марганцовая руда сланцеватого строения, делающего похожим буровые стержни с высоким, свыше 30%, содержанием марганца на сильно оруденелые сланцы. Цвет стержней—бурый, или буро-коричневый. Черта—такого же цвета. Твердость стержней—неоднородная; она колеблется от 3 до 5. В изломе руды, а особенно на полированном шлифе можно видеть в лупу блестящие мелкие зернышки как изолированные, так и в незначительных скоплениях, — повидимому магнетита, а быть может, якобсита. Количественное проявление этого минерала относительно всей остальной рудной массы незначительно. К характерным признакам руды относится ее магнитность, иногда даже полярная.

В шлифе наблюдается темное рудное вещество в метаморфизованной распыленной породе, состоящей, главным образом, из хлорита, карбонатов. Кварца в шлифе нет.

Опираясь на данные микроскопического и химического анализов, минералогический состав руды, образец № 1, представляем в таком виде: (см. стр. 169).

Пояснения к табл. 2. Состав хлорита (клинохлора) выражается следующей молекулярной формулой: $3SiO_2 \cdot Al_2O_3 \cdot 5MgO \cdot 4H_2O$ (См. Дана System of. Mineralogy, 6-е изд. стр. 648). Беря 8 мол. хлорита, имеем: $24SiO_2 \cdot 8Al_2O_3 \cdot 40MgO \cdot 32H_2O$.

Карбонаты представлены кальцитом и родохрозитом.

По скольку получается избыток SiO_2, мы предполагаем его связанным с MnO в виде браунита. Формула браунита: $3Mn_2O_3 + SiO_2 \cdot MnO$. Беря две молекулы, получаем: $2[3(MnO + MnO_2) + SiO_2 \cdot MnO]$. Таким образом в обр. № 1 браунит берет 2 мол. SiO_2, 8 мол. MnO и 6 мол. MnO_2.

---

[1]) Считаю своим долгом выразить глубокую благодарность лаборатории Геологического Комитета в лице завед. Б. Г. Карпова за исполнение химических анализов, потребовавших вследствие особенностей данных руд много труда от аналитиков (Ю. Н. Книпович, А. С. Кобзева, Ю. В. Морачевский, Е. А. Свержинская).

Образец № 1. (Таблица 2).

Состав руды в молекулярных количествах.	Хлорит		Кальцит		Родохрозит		Браунит		Остаточн. рудн. вещ.		Сумма молекул. количеств.	Избыток (+) Недостаток (—)
	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу		
SiO_2 26	24	14,4	—	—	—	—	2	1,2	—	—	26	0
Al_2O_3 . . 7	8	8,2	—	—	—	—	—	—	—	—	8	—1
Fe_2O_3 4	—	—	—	—	—	—	—	—	4	6,3	4	0
MnO 43	—	—	—	—	3	2,1	8	5,7	32	22,8	43	0
MnO_2 14	—	—	—	—	—	—	6	5,2	8	6,9	14	0
CaO 1	—	—	1	0,56	—	—	—	—	—	—	1	0
MgO 38	40	16,0	—	—	—	—	—	—	—	—	40	+2
Co_2 4	—	—	1	0,44	3	1,3	—	—	—	—	4	0
H_2O связ . . . 32	32	5,9	—	—	—	—	—	—	—	—	32	0
% по весу в круглых числ. различных минералов.	—	44	—	1	—	3	—	12	—	36	96%	—

Остаточное рудное вещество представлено: $4Fe_2O_3 \cdot 32MnO \cdot 8MnO_2$.

Из каких же минералов состоит это вещество?

Возьмем ли соотношение окислов MnO и MnO_2, фигурирующее в данных анализах, или пересчитаем его на соотношение MnO и Mn_2O_3 (такой пересчет для обр. № 1 дает: $24MnO$ и $8Mn_2O_3$), все равно нам не удастся найти такого марганцового минерала, который, взятый в отдельности, соответствовал бы по своему химическому составу остаточному рудному веществу обр. № 1. Очевидно мы имеем здесь смесь различных минералов или только марганцовых, или смесь их с магнетитом. Из марганцовых минералов возможно участие в этой смеси довольно большого ряда минералов: якобсита, гаусманита, манганита, полианита, пиролюзита, псиломелана, т.-е. тех марганцовых минералов, которые отличаются своим металлическим габитусом и довольно высокой твердостью за исключением пиролюзита, а якобсит кроме того и магнитностью.

Рассмотрим первое предположение, а именно: имеется смесь марганцовых минералов без магнетита. Тогда для объяснения магнитности руды остается предположить участие якобсита. Молекулярная формула якобсита (см. Дана. ibid. стр. 227) выражается: $(Mn, Mg)O + (Fe, Mn)_2O_3$, у Дана приводится несколько анализов этого минерала из шведских месторождений Якобсберг и Лонгбан.

Весовое соотношение компонентов Fe_2O_3, MnO, Mn_2O_3, MgO выражается следующими цифрами:

	Fe_2O_3	:	MnO	:	Mn_2O_3	:	MgO
Для анализа № 1	17	:	5	:	1	:	1,6
„ „ № 2	35	:	17	:	4	:	1
„ „ № 3	44	:	55			:	1

Таким образом, как показывают эти, правда, немногочисленные анализы, якобсит отличается невысоким содержанием магнезии, переменным и, сравнительно, высоким содержанием Fe_2O_3 и значительным содержанием MnO относительно Mn_2O_3.

Если в обр. № 1 рудное вещество считать целиком за якобсит, то весовое соотношение компонентов Fe_2O_3, MnO и Mn_2O_3 выразится следующими цифрами. $4Fe_2O_3 : 24MnO : 8Mn_2O_3 = 640 : 1704 : 1264 = 1 : 2,7 : 2$, что ни одному из приведенных у Дана анализов для якобсита не соответствует, не говоря уже о том, что мы предполагаем якобсит обр. № 1 лишенным MgO, каковое предположение является, конечно, произвольным.

Допущением, что мы имеем здесь смесь минералов, например, якобсита и гаусманита (Mn_3O_4), мы получим соотношение компонентов Fe_2O_3, MnO, Mn_2O_3, также рас-

ходящееся с данными анализов Dana, но уже в меньшей степени. Эту смесь минералов мы можем представить себе в таком виде:

$$6(MnO \cdot Mn_2O_3) \text{ — гаусманит,}$$
$$4Fe_2O_3 \cdot 18MnO \cdot 2Mn_2O_3 \text{ — якобсит.}$$

Последние числа для якобсита дают весовое соотношение компонентов:

$$640 : 1278 : 316 = 2 : 4 : 1.$$

Эти цифры дают процент по весу в составе руды обр. № 1 для гаусманита 14%, а для якобсита — 22%.

Подобная группировка компонентов между минералами является, конечно, в известной степени произвольной, но из всех группировок эта — наименее расходящаяся с анализами Dana и дающая наименьшее содержание якобсита в руде. Однако, и это содержание якобсита в 22% является слишком высоким для того, чтобы указанные выше и видимые в рудном штуфе отдельные зернышки блестящего минерала считать за якобсит, ибо скопления их не составляют 22% общей массы. Поэтому эти зернышки являются скорее магнетитом. В таком случае приходится признать более справедливым второе предположение, а именно, что остаточное рудное вещество ($4Fe_2O_3 \cdot 24MnO \cdot 8Mn_2O_3$) представляет собою смесь марганцевых минералов с магнетитом. При этом предположении мы, следовательно, допускаем, что все железо, содержащееся в руде, находится в нем в виде магнетита. Соответствующий пересчет цифр анализа дает для магнетита — 5,9%. Эта цифра уже не расходится с количеством зернышек магнетита, наблюдаемых на-глаз в рудной массе. Остальную смесь окислов $32MnO \cdot 8MnO_2$, или $24MnO \cdot 8Mn_2O_3$, повидимому, приходится рассматривать, как вероятную смесь минералов: гаусманита, полианита (пиролюзита), а может быть, и манганозита (MnO). Для манганита и псиломелана в остаточном рудном веществе не хватает воды [1]).

ТАБЛИЦА 3.

Состав руды в молекулярном отношении	Хлорит		Серпентин		Кальцит		Родохрозит		Магнетит		Манганит		Остаточное рудное вещество	
	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу
SiO_2 11	3	1,8	8	4,8	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Al_2O_3 1	1	1,1	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
FeO 2	—	—	—	—	—	—	—	—	2	1,56	—	—	—	—
Fe_2O_3 2	—	—	—	—	—	—	—	—	2	3,44	—	—	—	—
MnO 63	—	—	—	—	—	—	2	1,4	—	—	21	14,9	40	28,0
MnO_2 27	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	21	18,3	6	5,2
CaO 1	—	—	—	—	1	0,40	—	—	—	—	—	—	—	—
MgO . . . 17	5	2,0	12	4,8	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
CO_2 3	—	—	—	—	1	0,44	2	0,9	—	—	—	—	—	—
H_2O связ. . . 43	4	0,7	8	1,4	—	—	—	—	—	—	21	3,78	10	1,8
% по весу в круглых числах различных минералов	—	6	—	11	—	1	—	2	—	5	—	37	—	35
												Сумма 97%		

Значительное присутствие хлорита в руде обр. № 1, внешний габитус руды и также вид под микроскопом, — все говорит за то, что мы имеем дело не с рудой, в собственном и узком смысле этого слова, а с сильно метаморфизованной горной породой, подвергшейся одновременно с процессом метаморфизации значительному оруденению. Не вполне ясным представляется магнитность и, притом, даже полярная этой рудной смеси при столь низком содержании магнетита и сильной распыленности его в породе.

[1]) Исследованием полированного шлифа в отраженном свете (исследование производил преподав. Московской Горной Академии Е. А. Кузнецов), к сожалению, при данном состоянии методики различения марганцевых минералов, не удалось установить, какие именно марганцевые минералы входят в состав данной руды.

Обр. № 2 — глубины 2,13—5,55 *м*, руда по внешнему виду походит на руду обр. № 1, так же, как и последняя, действует на магнитную стрелку.

Минералогический состав ее, аналогично предыдущей таблице, дается на табл. 3, при чем содержащееся в руде железо предполагается, как в обр. № 1, находящимся в виде магнетита, а не якобсита. Соответствующий расчет дает: $FeO = 1{,}50\%$ и $Fe_2O_3 = 3{,}44\%$.

Пояснения к табл. 3. Для хлорита (клинохлора) взята 1 молекула. Состав серпентина, как известно, выражается следующей молекулярной формулой (см. Dana, ibid., стр. 671) $2SiO_2 \cdot 3MgO \cdot 2H_2O$. Беря 4 мол., имеем $8SiO_2 \cdot 12MgO \cdot 8H_2O$. Карбонаты, как и в обр. № 1, представлены кальцитом и родохрозитом. Для манганита ($Mn_2O_3 \cdot H_2O$) берем 21 мол.: $21(MnO + MnO_2) + 21H_2O = 21(Mn_2O_3 \cdot H_2O)$.

Остаточное рудное вещество выражается: $40MnO + 6MnO_2 + 10H_2O$ и, повидимому, представляет собою, как и в обр. № 1, смесь тех же марганцевых минералов, т.-е. гаусманита, полианита (пиролюзита), и поскольку имеется избыток конституционной воды, можно предполагать участие псиломелана; присутствие BaO также говорит за псиломелан.

Обр. № 3 — глубина 18,23—18,97 *м* — марганцевая руда, богатая карбонатами интенсивная магнитная полярность.

Минералогический состав руды, согласно данных анализа № 3а, дается на табл. 4.

ТАБЛИЦА 4.

Состав руды в молекулярном отношении	Хлорит		Кварц		Кальцит		Магнезит		Родохрозит		Магнетит		Остаточное рудное вещество	
	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу
SiO_2 11	3	1,8	6	3,6	—	—	—	—	—	—	—	—	2	1.2
Al_2O_3 1	1	1,5	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
FeO 13	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	13	9,1	—	—
Fe_2O_3 13	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	13	20,8	—	—
MnO 62	—	—	—	—	—	—	—	—	20	14,2	—	—	42	29,8
CaO 2	—	—	—	—	2	0,96	—	—	—	—	—	—	—	—
MgO 8	5	2,0	—	—	—	—	3	1,2	—	—	—	—	—	—
CO_2 25	—	—	—	—	2	0,88	3	1,3	20	8,8	—	—	—	—
H_2O связ. . . 16	4	0,7	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	12	2,3
% по весу в круглых числах различных минералов	—	6	—	4	—	2	—	2	—	23	—	30	—	33
					доломит								Сумма 100%	

Пояснения к табл. 4:

Хлорита взято 1 мол.

Часть кремнезема проявляется в виде кварца (6 мол.).

Карбонаты представлены кальцитом, магнезитом и родохрозитом, или же доломитом, магнезитом и родохрозитом, при чем они составляют 27% всей рудной массы.

Магнетит составляет 30% всей массы. Этим, вероятно, и объясняется ее магнитность.

Остаточное рудное вещество представлено: $2SiO_2 \cdot 4MnO \cdot 12H_2O$.

Следует помнить, что в обр. № 3 присутствие MnO_2 несомненно, но только, в силу указанных выше причин, ее не удалось определить. Поэтому остаточное рудное вещество представляет собою вероятную смесь, поскольку имеется избыток связ. H_2O, манганита и браунита с другими марганцевыми минералами, принимающими участие в рудных образцах №№ 1 и 2.

Обр. № 4 — глубины 24,05—24,32 *м* — руда, более богатая карбонатами, чем № 3, полярно-магнитна.

Минералогический состав ее дается на табл. 5.

ТАБЛИЦА 5.

Состав руды в молекулярном отношении	Хлорит		Кальцит		Магнезит		Родохрозит		Магнетит		Остаточное рудное вещество	
	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу
SiO_2 3	3	1,8	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Al_2O_3 3	1	1,0	—	—	—	—	—	—	—	—	2	2,0
FeO 13	—	—	—	—	—	—	—	—	13	9,6	—	—
Fe_2O_3 13	—	—	—	—	—	—	—	—	13	20,2	—	—
MnO 29	—	—	—	—	—	—	6	4,3	—	—	23	16,3
MnO_2 4	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4	3,7
CaO 23	—	—	23	12,8	—	—	—	—	—	—	—	—
MgO 19	5	2,0	—	—	14	5,6	—	—	—	—	—	—
CO_2 43	—	—	23	10,1	14	6,2	6	2,6	—	—	—	—
H_2O связ. . . 5	4	0,7	—	—	—	—	—	—	—	—	1	0,2
% по весу в круглых числах различных минералов	—	6	—	23	—	12	—	7	—	30	—	22
			доломит + кальцит						Сумма 100%			

Пояснения к табл. 5:

Хлорита взято 1 мол. Карбонаты представлены кальцитом, магнезитом, или же кальцитом и доломитом и родохрозитом, составляющим 42% всей рудной массы. Магнетит, как в обр. № 3, составляет 30% всей массы. Остаточное рудное вещество состоит из $23MnO \cdot 4MnO_2$, $2Al_2O$ и H_2O. В обр. № 4 цифра для MnO_2 по тем же причинам, что и для обр. № 3, не является достоверной. $2Al_2O_3$ могут быть связаны с окислами марганца в виде псиломелана. кроме того, вероятно, имеются гаусманит и манганозит (MnO).

Обр. № 6 — глубина 25,99—26,44 *м* — пестрый рудный штуф („рудный мрамор") — не действует на магнитную стрелку.

Минералогический состав:

ТАБЛИЦА 6.

Состав руды в молекулярном отношении	Хлорит		Кварц		Красный железняк		Кальцит		Магнезит		Родохрозит		Манганит		Остаточное рудное вещество	
	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу
SiO_2 7	3	1,8	4	2,4	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Al_2O_3 1	1	1,0	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Fe_2O_3 1	—	—	—	—	1	1,8	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
MnO 56	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	11	7,7	12	8,5	33	23,0
MnO_2 17	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	12	10,5	5	4,4
CaO 14	—	—	—	—	—	—	14	7,8	—	—	—	—	—	—	—	—
MgO 22	5	2.0	—	—	—	—	—	—	17	6,8	—	—	—	—	—	—
CO_2 42	—	—	—	—	—	—	14	6,1	17	7,5	11	4,8	—	—	—	—
H_2O связ. . . 16	4	0,7	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	12	2.1	—	—
% по весу в круглых числах различных минералов	—	6	—	2	—	2	—	14	—	14	—	13	—	21	—	28
							доломит						Сумма 100%			

Остаточное рудное вещество состоит, повидимому, из гаусманита и манганозита. Обр. № 7 — глубина 26,44—27,42 *м* — по внешему виду вполне сходен с № 6. Минералогический состав:

ТАБЛИЦА 7.

Состав руды в молекулярном отношении	Хлорит		Кварц		Красный железняк		Кальцит		Магнезит		Родохрозит		Гаусманит	
	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу
SiO_2 5	3	1,8	2	1,2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Al_2O_3 1	1	1,0	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Fe_2O_3 1	—	—	—	—	1	1,9	—	—	—	—	—	—	—	—
MnO . . . 36	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	28	19,9	8	5,7
MnO_2 4	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4	3,1
CaO 27	—	—	—	—	—	—	27	15	—	—	—	—	—	—
MgO 29	5	2,0	—	—	—	—	—	—	24	9,6	—	—	—	—
BaO 1	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	1
CO_2 . . . 79	—	—	—	—	—	—	27	12	24	10,5	28	12,3	—	—
H_2O связ . . 13	4	0,7	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
% по весу в круглых числах различных минералов	—	6	—	1	—	2	—	29	—	20	—	32	—	10
							доломит + кальцит						Сумма 100%	

Образец № 5 представляет собой рудный штуф, взятый с горизонта 40,54 *м*, из забоя № 59 в нескольких метрах от устья скважины № 2. Руда представляется невооруженному глазу состоящей из магнетита, пирита, лимонита, зерен красного минерала (оказавшегося *Mn* содержащим красным железняком) и весьма твердого (твердость 5—6) сплошного аггрегата марганцевых минералов стально-серого цвета. Штуф магнитен.

В шлифе под микроскопом: значительное выделение рудного вещества; карбонаты; кварца не наблюдается.

Минералогический состав:

ТАБЛИЦА 8.

Состав руды в молекул. отношении	Пирит		Лимонит		Красн. желез.		Шпатов желез.		Магнетит		Кальцит		Магнезит		Родохрозит		Остат. рудн. в.	
	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу
SiO_2 . . 1	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	0,4
FeO . . 18	—	—	—	—	—	—	3	2,1	15	10,0	—	—	—	—	—	—	—	—
Fe_2O_3. . 25	—	—	8	12,8	2	3,2	—	—	15	23,0	—	—	—	—	—	—	—	—
MnO . . 33	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	15	10,6	18	12,8
CaO . . 3	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	3	1,7	—	—	—	—	—	—
MgO . . 2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	2	0,6	—	—	—	—
CO_2 . . 23	—	—	—	—	—	—	3	1,2	—	—	3	1,3	2	0,8	15	6,6	—	—
FeS_2 . . 11	11	13,7	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
H_2O связ. 6	—	—	12	2,2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
% по весу в круглых числах различных минералов . .	—	14	—	15	—	3	—	3	—	33	—	3	—	2	—	17	—	13
																Сумма 103%		

Пояснения к таблице 8.

Распределение FeO и Fe_2O_3 между различными минералами произведено нами по следующему расчету. Всю серу предполагаем связанной с железом в виде FeS_2. Если во всей руде содержание серы согласно данных непосредственного анализа образца № 5 составляет 7,34%, то связанное с серой железо составит $\frac{7,34 \cdot 56}{64} = 6,4\%$, и, следовательно, процент FeS_2 в руде составит $7,34 + 6,4 = 13,74\%$ или 11 мол.

Общая масса лимонита в руде представляется на глаз не меньше, чем пирита, поэтому принимаем содержание лимонита ($2Fe_2O_3 \cdot 3H_2O$) в руде равным 14%. В таком случае соответствующий процент Fe_2O_3 равен $\frac{14 \cdot 320}{374} = 12\%$, или 7,5 мол. Fe_2O_3, а процент связанного лимонитом металлического железа относительно всей рудной массы равен $\frac{12 \cdot 112}{160} = 8,4\%$.

Общая масса зернышек красного минерала (эти зерна при сплавлении с содою на платиновой пластинке дают реакцию на марганец, в колбочке с HCl выделяет CO_2, в шлифе же под микроскопом реагируют, как красный железняк. Таким образом минерал этот приходится считать за красный железняк с примесью марганца) представляется на глаз, исходя из тех же сопоставлений, не более 3%, или 2 мол. Fe_2O_3, а количество связанного им железа равно $\frac{3 \cdot 112}{160} = 2,1\%$.

Предполагаем участие шпатового железняка ($FeCO_3$) также в размере 3%, тогда FeO равно $\frac{3 \cdot 72}{116} = 1,86\%$ или около 3 мол. FeO, а Fe равно $\frac{1,86 \cdot 56}{72} = 1,45\%$.

Итак, на долю пирита, лимонита, красного и шпатового железняков приходится железа $6,4 + 8,4 + 2,1 + 1,4 = 18,3\%$; процент же всего металлического железа, содержащегося в руде — 42,7%. Поэтому на магнетит (Fe_3O_4) приходится железа $42,7\% - 18,3 = 24,4\%$. Соответствующее ему количество кислорода определяется равным $\frac{24,4 \cdot 64}{168} = 9,3\%$, а процент Fe_3O_4 во всей рудной массе равен $24,4 + 9,3 = 33,7$. Отсюда вычисляем $Fe_2O_3 = \frac{33,7 \cdot 160}{232} = 23,03\%$, или 14,5 мол. Fe_2O_3, $FeO = \frac{33,7 \cdot 72}{232} = 10,4\%$ или 14.5 мол. FeO. Таким образом мы получаем всего для FeO — 12,5%, а для Fe_2O_3 — 38,2%. Вычисляя для контроля по этим данным металлическое железо, получаем Fe=36,3%, прибавляя к нему железо, связанное серой в количестве 6,4%, получаем общее содержание металлического железа = 42,7%, каковая цифра совпадает с данными анализа. Остаточное рудное вещество представлено $18MnO + SiO_2$. Не упуская из вида, что и в этом анализе не определена цифра присутствующей в руде перекиси марганца, предполагаем остаточное рудное вещество состоящим из смеси гаусманита и браунита.

Образец № 8 – глубина 34,93—35,63 *м*—серо-зеленый метаморфический сланец лежачего бока. Вид его в шлифе под микроскопом описан выше. Порода состоит главнейше из кварца, хлорита и серицита. Минералогический состав породы, базируясь на данных химического и микроскопического анализов, представляем в следующем виде (см. стр. 175).

Пояснения к таблице 9.

Серицит — молекулярная формула его (см. Dana, ibid, стр. 614, $6SiO_2 \cdot 3Al_2O_3 \cdot K_2O \cdot 2H_2O$), поэтому все K_2O, содержащееся в породе обр. № 8, представляем себе заключающимся в сериците. Что касается Na_2O, то опираясь на данные лишь химического анализа, его бы можно было отнести за счет альбита: $6SiO_2 \cdot Al_2O_3 \cdot Na_2O$. Но в шлифе свежих полевых шпатов не наблюдается, что побуждает нас и Na_2O отнести к серициту. Многочисленные анализы мусковита, приведенные у Dana (см. стр. 617—619) указывают почти для всех образцов наряду с K_2O также и содержание Na_2O, последнее у некоторых образцов даже превосходит содержание K_2O. Серицит составляет 19% всей массы породы.

Для хлорита—взято 4 мол. Избыток в мол. FeO размещен между серицитом и хлоритом. Анализы, приведенные у Dana, дают для многих образцов этих минералов содержание FeO не меньше, чем показано на нашей таблице.

При таком распределении компонентов между серицитом и хлоритом участие последнего в составе рассматриваемой горной породы выражается 24%, а первого — 19%, что вполне согласуется с наблюдениями в шлифе под микроскопом.

Наблюдаемые в шлифе и трудно поддающиеся исследованию под микроскопом, мало прозрачные бурые зерна представляют собою, вероятно, хлорито-серицито-карбонатовые аггрегаты, загрязненные окисями железа. Избыток молекул SiO_2 приходится на выделение кварца, составляющего 34% всей породы. Замечательно, что магнетита в породе (9%) больше, чем в рудных образцах № 1 и № 2, рассмотренных выше.

где магнетит составляет всего лишь 5—6% всей массы. Карбонаты представлены кальцитом и родохрозитом. TiO_2 связана в виде ильменита. Избыток в 6 мол., связанной H_2O, можно распределить между серицитом и хлоритом.

Образец № 8 (ТАБЛИЦА 9).

Состав породы в молекулярном отношении	Кварц		Серицит		Хлорит		Карбонаты		Окислы железа		Магнетит		Ильменит	
	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу	Мол. кол.	% по весу
SiO_2 80	56	33,6	12	7,2	12	7,2	—	—	—	—	—	—	—	—
TiO_2 1	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	0,80
Al_2O_3 . . . 10	—	—	6	6,1	4	4,0	—	—	—	—	—	—	—	—
FeO 10	—	—	2	1,4	3	2,2	—	—	—	—	4	2,9	—	—
Fe_2O_3 . . . 6	—	—	—	—	—	—	—	—	2	3,2	4	6,4	—	—
MnO 1	—	—	—	—	—	—	1	0,7	—	—	—	—	—	—
CaO 6	—	—	—	—	—	—	6	3,7	—	—	—	—	—	—
MgO 19	—	—	—	—	20	8,0	—	—	—	—	—	—	—	—
CO_2 7	—	—	—	—	—	—	7	2,7	—	—	—	—	—	—
K_2O 2	—	—	2	2,0	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Na_2O . . . 2	—	—	2	1,3	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
H_2O связ. . 29	—	—	4	0,7	16	2,9	—	—	3	0,5	—	—	—	—
% по весу в круглых числах различных минералов	—	34	—	19	—	24	—	7	—	4	—	9	—	1

Сумма 98%.

Качественные и количественные соотношения отдельных минералов, слагающих рудные штуфы образцов от № 1 до № 7 иллюстрируются следующей сводной таблицей 10.

ТАБЛИЦА 10.

№№ образцов	Глубина в метрах	Хлорит	Карбонаты	Магнетит	Кварц	Fe_2O_3	Прочие рудные минералы
1	1,07—2,13	44%	4%	6%	4%	—	42%
2	2,13—5,55	17%	3%	5%	—	—	72%
3	18,23—18,97	6%	27% (из них на родохрозит приходится 23%)	30%	4%	—	33%
4	24,05—24,32	6%	42% (из них на родохрозит приходится 7%)	30%	—	—	22%
6	25,99—26,44	6%	41% (из них на родохрозит приходится 13%)	—	2%	2%	49%
7	26.44—27,42	6%	81% (из них на родохрозит приходится 32%)	—	1%	2%	10% (гаусманит)

Если эту таблицу дополнить данными, характеризующими образец с глубины 22,15—22,39 *м*, почти сплошь состоящий из магнитного железняка, и данными рассмотренного выше образца № 5, то различие руд в отношении взаимных количеств слагающих их минералов станет еще резче.

Таблица 10 наглядно показывает характерные особенности руд нижних горизонтов, проявляющиеся в том, что минералогический состав их в качественном отношении является более или менее постоянным; существенные же различия сказываются в количественном соотношении отдельных минералов и в быстром изменении его. Эти колебания наряду с присутствием магнетита в рудах нижних горизонтов свидетельствуют о первичности их. (В рудах верхних горизонтов магнетит, повидимому, совершенно отсутствует: по крайней мере его присутствие никем из прежних исследователей не отмечалось).

Если для категорических заключений о генезисе месторождения рудника Сапальского не достает еще систематического изучения руд и особенно боковых пород нижних горизонтов рудника, все же характер оруденения и присутствие магнетита в рудах дают основание тесно связать происхождение данного месторождения с после-вулканической деятельностью тех процессов извержения рудоносных сиенитов, которым обязано возникновение крупнейших месторождений контактового метаморфического типа в Тагильском Округе.

Магнитность руд нижних горизонтов рудника Сапальского выдвигает на очередь постановку магнитометрической съемки на горизонте 43 *м* для оконтуривания рудной залежи, продолжающейся глубже этого горизонта.

Проф. Н. М. Федоровский.

Свинцово-серебряные месторождения Семиречья.

Моим обследованием был захвачен район от Чимкента до Алма-Ата, всего на протяжении около 600 *км*, причем, в сторону от железной дороги на север—до 100 *км* и на юг—до 40 *км*.

Весь южный район лежит, главным образом, в горной полосе, к которой относятся: месторождение Таласс, разрабатываемое артелью „Дружба", месторождение Кара-Балты возле Пишпека и Беловодское месторождение, то же около Пишпека.

В горном районе, как в указанных месторождениях, так и в ряде других, наблюдаются выходы из свинцовых жил разнообразного характера, большей частью содержащие чистый свинцовый блеск без каких бы то ни было примесей. Таким образом, в Беловодском месторождении среди сланцев — ряд жилок свинцового блеска от 3 — 4 *см* вместе с кварцем. Местными старателями пройдено до 4 *м*; увеличения мощности жил с глубиной (правда, незначительной)—не наблюдается. В том же Беловодском месторождении есть еще ряд выходов, но незначительной мощности: 2—3 *см*.

Все месторождения горного района лежат высоко в горах и как раз во время моего приезда выпал снег, прикрывший собою месторождения, которые в зимний период будут совершенно недоступны. Кроме того, в горном районе, обычно, приходится некоторую часть руды перевозить вьюками; так в вышеприведенном Белозерском месторождении нужно везти 16 *км* вьюками. Строить какую-либо подвесную канатную дорогу нет никаких данных, так как мне не удалось видеть ни одной действительно мощной жилы в этом районе ни в месторождении, ни в образцах.

Несколько более благоприятным, чем Беловодское, является месторождение Кара-Балты, разрабатываемое артелью „Свобода" (Артель „Свобода", станция Кара-Балты).

Две четкообразные жилы от 5 до 10 *см* мощностью пройдены старателями на протяжении 10 *м* по простиранию, причем на этом расстоянии заметно выклинивание. Самая большая по размеру жила достигла $^1/_2$ *м*. Наверно эта жила тянется довольно далеко, так как на $1^1/_2$ *км* опять встречаются выходы ея, но той же ничтожной мощности; кроме того, свинцовый блеск имеет примеси сфалерита и пирита.

Перед моим отъездом представители артели „Свобода" привезли мне образцы чистого галенита, хорошего качества, из новооткрытой жилы, мощностью до 10 *см*; жила залегает в сланцах, чрезвычайно удобна для разработки.

Сама по себе артель „Свобода" производит самое лучшее впечатление из всех других артелей и, кроме того, о ней получен мною благоприятный отзыв от местного горного округа, который рекомендовал ее, как составленную из людей, которым можно доверять; своими средствами артель „Свобода" добыла около 5 тонн. При наличии небольшого аванса в 2 тыс. руб.— она могла бы поставить разработку, но, конечно, мощность этой разработки не может превышать 5—6 вагонов в месяц.

Степная полоса. Степная полоса расположена на север от железнодорожной станции Арысь-Фрунзе. Мной осмотрены месторождения: 1) в местности Сулейман-Сай, разрабатываемой артелью „Согласие"; 2) в местности Курдай, находящееся в распоряжении артели „Дружба"; 3) в районе Чимкента, заявленное артелью „Вулкан" вблизи Тюлькубае, разрабатываемое артелью „Дружба".

Степная полоса, вообще, не сравнима с горной по условиям транспорта и добычи; несомненно, что все развитие свинцово-серебряной промышленности края будет развиваться именно в этой части района.

Месторождение Сулейман-Сай расположено в 100 *км* от Аулие-Ата и представляет из себя жилу, расположенную в широтном направлении с паде-

Рис. 1. Шахта артели „Согласие". Сулейман-Сай.

Рис. 2. Выход жилы (вскрытой). Кок-Таль.

нием до 80°. Жила прослежена на расстоянии 200 — 300 *м* по простиранию, залегает в трещинах между кварцитом и мрамором. Мрамор крупно- и мелкозернистый, составляет висячий бок, — лежащим боком является красный кварцит; повидимому, жила связана с интрузией гранитной магмы, являющейся метаморфоризатором известняков и песчанников и дающей начало термам, проникающим в трещины и заполняющим ими рудные массы. Рудное тело составляет, в большей части, церуссит, в меньшей—галенит; спутником является халцедон, вульфенит, кварц. Общее впечатление—благонадежное. В настоящее время месторождение разрабатывается артелью „Согласие", причем руда плавится на примитивном заводе в гор. Аулие-Ата. Как мне рассказывали, эта

артель выплавила уже до 40 вагонов свинца; из всех других артелей, артель „Согласие" является единственной, владеющей более или менее разведанной и достаточно мощной жилой, могущей дать значительное количество руды превосходного качества. Стоимость перевозки по жел. дороге—35 к. за 16 *кг*; рабочих рук, более чем достаточно и, сравнительно, они не дороги.

Месторождение в районе Чимкента. Месторождение в районе Чимкента, разрабатываемое артелью „Вулкан", расположено всего в нескольких километрах от станции на верху горы. Оно является самым удобным из всех месторождений в смысле транспорта, так как можно руду прямо с горы спускать в вагоны; что же касается самого месторождения, то оно представляет из себя верх свинцовой жилы, частью типа железной шляпы, мощностью в метр и более, состоящую, главным образом, из церуссита, лимонита с небольшим включением свинцового блеска. Месторождение прослежено на расстоянии нескольких сот метров.

Артель „Вулкан" совершенно не имела и не имеет денег, чтобы разведать и вести разработку означенного месторождения, так что о запасах месторождения и о мощности жилы сказать совершенно ничего нельзя. Однако, имеются налицо все признаки интересного месторождения.

Месторождение на Курдае. Месторождений на Курдае, находящихся в распоряжении артели „Дружба"—три. Из них два не представляют никакого значения; одно же может быть интересным, так как представляет из себя жилу чисто свинцового блеска, правда, небольшой мощности, всего 10—12 *см*, однако, прослеженное на большом протяжении, до 1 *км*. Никаких разработок и разведок на этом месторождении не производилось: оно может явиться только объектом для разведки.

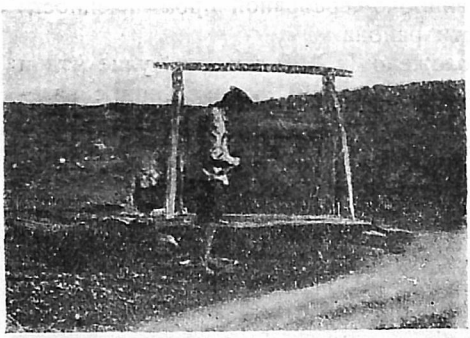


Рис. 3. Шахта артели „Дружба". Кок-Тал.

Месторождение Кок-Тал. Месторождение Кок-Тал близ Аулиэ-Ата расположено несколько далее, чем месторождение Сулейман-Сай, в 100 *км* от Алма-Ата и представляет из себя контактовую жилу. На контакте между гранитом и мрамором встречается свинцовый блеск, медный колчедан, пирит и гранит. Верхняя часть жилы представляет из себя типичную железную шляпу; характерно отсутствие пирита, англезита и других серно-кислых минералов. Жила только что вскрыта, при чем взята только верхняя ее часть, не дающая никакой возможности судить ни о мощности жилы, ни о характере руды. Это месторождение мало интересно даже для разведки.

Заявка Архангельского. К моменту моего отъезда от Архангельского была получена телеграмма о нахождении им в районе хребта Кара-Тау, чрезвычайно отдаленном от железной дороги, находящемся от нее в 250 *км*, по направлению к Буамскому ущелью, — жилы чисто свинцового блеска до 20 *см* мощностью. Однако, отдаленность района, нахождение в горной области ставит его в последнюю очередь в смысле привлечения капитала.

Кроме того мною была предпринята поездка в Алма-Ату, где в 25 *км* близ ст. Каскелена находятся выходы свинцового блеска. Мною были отправлены туда рабочие, произведшие вскрышу месторождения, и добыты образцы, представляющие из себя хорошего качества свинцовый блеск. Это месторождение, заявленное артелью „Дружба" и может представить собой интересный объект для разведок, хотя и находится в большом расстоянии от жел. дороги. Стоимость провоза от 80—90 коп. за 16 *кг* до ст. Фрунзе.

Кроме того, мною был осмотрен в гор. Алма-Ата ряд образцов и ряд месторождений, заявленных местными артелями—Сергея Неклесова и Николая Черепанова. Образцы, доставленные мне, безусловно имеют большой интерес. Эта артель могла бы добывать руду из месторождения, точное нахождение которого было от меня скрыто.

Местонахождение в районе Кзыл-Су в горах Шаркартма. Месторождение расположено в районе Токмака и представляет из себя район старых китайских работ, которые тянутся на протяжении до $1^1/_2$ *км.* узкой полосой по жиле. Мощность жилы определить невозможно, так как выработки засыпаны, но по бокам встречаются куски свинцового блеска вместе с лимонитом. Отдаленность старых работ, бравших только окисленную зону и чрезвычайно незначительно углубившихся, ставит вопрос о постановке в этом районе, хотя бы небольшой разведки, чтобы обнаружить самую жилу.

Вся область в настоящее время наводнена всевозможными искателями и прожекторами, которых там невероятное количество, почему и нужно относиться с особой осторожностью к заявлениям и образцам, идущим из этих мест.

Государственным предприятием является единственно Ачисайский рудник, близ г. Туркестана, принадлежащий местному Совнархозу. Ачисайский рудник разрабатывал жилу церуссита. Жила недостаточно вскрыта и вообще требуются значительные дополнительные разведки и затраты средств. Но месторождение безусловно интересное

Может ли Государство при этих условиях получить необходимое ему количество руды в ближайшее время?

Совершенно ясно, на основании моего обследования, что если вся область на протяжении 600 километров, несет на себе повсюду выходы свинцовых жил, имеющие чрезвычайно сходные условия залегания и состав руды, то вполне возможно, что одно или несколько из существующих месторождений могут определиться в мощное и крупное месторождение, могущее служить базой для большой свинцовой промышленности. Считаю чрезвычайно интересным и целесообразным ассигновать необходимые средства на разведку ряда указанных мною мест, тем более, что разведка может быть соединена с добычей, что в значительной мере оправдает понесенные затраты.

Ташкент 15/x—26 г.

Проф. П. И. Лебедев.

Мраморы Северного Кавказа.

(Карачай и Северная Осетия).

Посещенные летом 1926 года геологической экспедицией, организованной Северо-Кавказской Научно Исследовательской Ассоциацией, выходы мраморов и мраморовидных известняков по рекам Теберде, Дауту и Учкулану входят в то зональное расположение мраморных пластов, которое с геологической стороны было освещено работами геологов В. Н. Робинсона и И. И. Никшича.

Последние разделяют, широко распространенную в пределах Западного Кавказа, толщу метаморфизованных осадочных пород на следующие горизонты, основываясь на их петрографическом составе:

1. Свита зеленых метаморфических сланцев.
2. Мраморовидные известняки и мраморы.
3. Метаморфизованные сланцы, песчаники и конгломераты.

Вся эта толща, с одной стороны, отделена перерывом от продуктивной толщи каменноугольных отложений, с другой стороны, тоже с перерывом, подстилается древними кристаллическими сланцами. Свои наблюдения над выходами мраморов Западного Кавказа указанные геологи резюмируют в следующих выражениях: „Наиболее мощно кристаллические известняки обнажаются по хребту Дженту, в верховьях Агура, на хребте Абишира - Ахуба, близ р. Хызгора, в урочище Ажамгуа и ниже от последнего по р. Маруху.

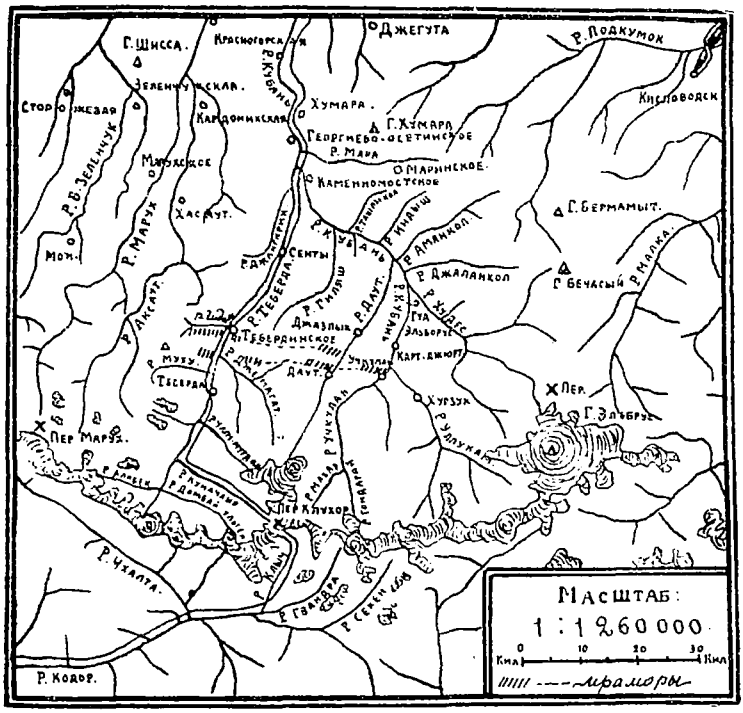


Рис. 1. Карта выходов мрамора в Карачае и Северной Осетии.

Кроме того, наблюдается еще другая линия скалистых выходов мраморовидного известняка, которая прослеживается от р. Киши на восток до перевала Бурун - Таш близ Эльбруса, вдоль полосы продольных долин и пониженных перевалов поперечных хребтов. На местах этих долин и понижений развиты более мягкие породы—глинистые сланцы, возраст которых до настоящего времени остается невыясненным. Описанной метаморфической толщей заканчивается серия более древних осадков Кавказа и на нее уже трансгрессивно налегают каменноугольные отложения".

В нижеследующей статье сообщаются некоторые данные полевого наблюдения над отдельными выходами мраморов и мраморизованных известняков Карачая, а также предварительные результаты микроскопического изучения собранных коллекций и данные о химическом составе мраморов. Кроме того, приведены некоторые данные о месторождении мрамора по Военно-Осетинской дороге, посещенном экскурсией в 1925 году.

I. Мраморы Тебердинской долины.

Мраморы правого склона р. Теберды (южные пласты). Хребет Канделляр-Лар, служащий высоким скалистым бортом правого притока Теберды—р. Джемагата, как бы окаймлен небольшим хребтом, вначале обнажающимся сопкой у реки, а затем проходящим, отгибаясь к вершине хребта. Хребет этот сложен из плотных, зеленых, преимущественно хлоритовых сланцев, местами заключающих в себе линзы и прожилки молочно-белого кварца.

На высоком безлесном склоне Канделляр - Лар, обращенном к Джемагату, отчетливо обрисовывается на всем видимом протяжении хребта — дайкообразный выход светло-серой издали породы, выходящей затем к берегу р. Теберды мощным вертикальным пластом мрамора. Пласт этот выходит к Теберде в 2 *км* ниже устья р. Джемагата, высотой до 80 *м*. Характерная вертикальная „отдельность“ пласта с различной степенью разрушенности отдельных слоев, обладающих как бы волнистыми контурами, создает своеобразный вид боковых поверхностей мраморного Джемагатского пласта.

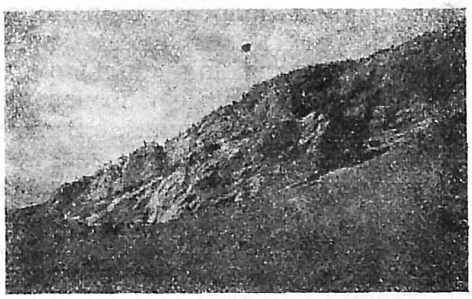


Рис. 2. Джемагатский пласт мрамора.

Выходы мраморов по правому берегу Теберды, ниже впадения в нее р. Джемагата, не ограничиваются отмеченным выше самым южным пластом, а представляют собой комплекс вертикальных пластов мрамора, связанных генетически с метаморфической палеозойской толщей Западного Кавказа. Особенно ясно этот комплекс пластов виден с противоположного берега Теберды, ниже впадения в нее р. Муху.

Мраморы Джемагатского комплекса относятся, главным образом, к полосатым разностям, при чем чередующиеся полоски белого и нежно-розового цвета с одной стороны, и темно-зеленые или черные, с другой, обладают самой разнообразной толщиной; в большинстве случаев здесь мы имеем мраморы тонкополосатого сложения. По внешнему виду плотный белый мрамор из отдельных полос обладает значительной однородностью, никаких включений подметить не удается

Микроскопическое изучение это подтверждает и показывает однородную, мелкозернистую структуру, при чем единственным минеральным компонентом являются микрокристаллические кальцитовые образования, отдельные неделимые которых, не обладая резко остроугольными контурами, дают мелкую мозаичную картину строения Джемагатских мраморов.

Образцы мрамора, взятые из внешних частей южного Джемагатского пласта, не обладают особенной прочностью и раскалываются как бы по ромбоэдрической „отдельности“.

Мраморы левого склона р. Теберды (северные пласты). Мраморы левого склона Тебердинской долины распадаются как по своим физическим свойствам, так и по геологическим условиям залегания на две группы: к первой относятся сравнительно малой мощности жилообразные выделения бело-розового мрамора, ко второй— мощные вертикальные пласты серого мрамора, выходящие немного выше устья левого притока Теберды р. Гидама к самой реке.

Как те, так и другие разности мраморов обнажены на протяжении до 9 *км* по левому склону долины Теберды, являющейся восточным склоном возвышенности Ахштара-Баши и выходят между левыми притоками речками Муху и Гидам, ближе к последней.

Район жильных выделений мраморов первой группы сложен, главным образом, из зеленых кварцево-хлоритовых сланцев, обладающих крайне крутым падением и сильно смятых. Сланцы эти на некотором протяжении рассечены рядом жил красноватой, аплитовидной изверженной породы, падающих на юг, под углом в 30°. Мощность этих жил колеблется от 1—$1^1/_2$ до 15 *м*. Местами эти жилы, в свою очередь, пронизаны сетью кварцевых прожилок. В контактах с этими жильными выделениями изверженной породы встречаются пласты мрамора, мощностью до 1—2—3 *м*, с другого бока прилегающие к зеленым хлоритовым сланцам.

Мраморы из этих жильных образований резко отличаются по своим свойствам от Джемагатских мраморов. Вместо характерных бело-черных полосатых мраморов, отличающихся мелкой трещиноватостью,—здесь мы имеем зернистый бело-розовый, местами пестрый мрамор, обладающий большой прочностью и крепостью.

Эти мраморные образования выходят по склону Тебердинской долины на протяжении до 2 *км*; далее к югу часть склона до выходов Гидамского мраморного пласта занята скрученными темными серо-зеленоватыми сланцами, включающими крупные линзы и прожилки кварца.

Под микроскопом структура этих жильных мраморов представляется равномерно-зернистой; мрамор состоит почти исключительно из кристаллов кальцита, большинство из которых обладает полисинтетическим, двойниковым строением. Полоски двойников большею частью изогнуты. В некоторых случаях отдельные полоски двойниковых образований настолько тонки, что весь кристалл принимает тонковолокнистое строение. Изредка встречаются кварцевые образования с аллотриоморфными контурами, обладающие облачным угасанием. Часто кварц с третьим компонентом, принадлежащим, повидимому, к гидратам окиси железа, образует местные скопления и прожилки, рассекающие мрамор.

Как волнисто изогнутые полоски кальцитовых двойников, так и характер погасания кварцевых образований, указывают на значительные деформации, которые испытали жильные образования мраморов, выходящих по левому берегу Теберды между устьями р.р. Муху и Гидамом.

Мраморы р. Муху, выходящие высоко в верховьях этой балки, ближе всего, по своим химическим свойствам, подходят к пестрым, бело-розовым разностям тебердинских мраморов левого склона.

Строение этих мраморов под микроскопом является неоднородным: наиболее характерным является мелкокристаллическое строение, часто принимающее характер „войлочной" однородной структуры. Среди такого однородного поля встречаются участки, составленные из довольно крупных кальцитовых кристаллов, отдельные полоски полисинтетических двойников которых, обыкновенно, волнообразно изогнуты. Из аналогичных кальцитовых кристаллов составлены тонкие жилки, рассекающие местами мраморы в разнообразных направлениях.

Кварцевых образований, в качестве существенного и равноправного с кальцитом минерального компонента, не встречается;

однако, в „контактной“ зоне кварцевые выделения играют значительную роль. Здесь они в виде довольно крупных, как бы обломочных кристаллов, погружены в основную войлочную массу мелкокристаллических образований кальцита. Кварцевые зерна часто обладают мозаичной структурой и облачным угасанием. В строении этой контактной зоны принимают участие неправильные выделения железистых гидратов и незначительные обрывки плеохроирующих хлоритовых выделений.

Гидамский пласт. Мощный пласт мрамора, выходящий несколько выше устья левого притока Теберды — р. Гидама, к самой Теберде, виднеется в виде высоких скал над сланцами против Верхне-Тебердинского аула. Он же имеет продолжение в том же северо-восточном направлении и на правом берегу реки, над самим аулом. Это продолжение Гидамского пласта в виде высокой скалы является правым бортом балки, впадающей в Теберду в нижнем конце Тебердинского аула.

Рис. 3. Гидамский пласт мрамора.

Мраморы Гидамского пласта отличаются по своим физическим свойствам как от „жильных“ мраморов левого Тебердинского склона, так и от полосатых Джемагатских разностей. Цвет этих мраморов, преимущественно, серый — различных оттенков от темного, почти черного, до светло-серого. Гидамские мраморы пронизаны многочисленными ветвистыми прожилками белого кальцита. Местами эти прожилки белого, сахаровидного кальцита принимают характер линз более крупного размера, при чем в этих случаях кальцит легко разбивается по ромбоэдрической спайности.

По внешнему виду однородный темно-серый Гидамский мрамор обнаруживает под микроскопом, при значительном минералогическом однообразии, некоторые структурные особенности. Все поле шлифов представляется составленным из чередующихся неровных лент или неправильных полос: одни из них представляют лентообразно расположенные аггрегаты средней крупности бесцветных кристаллов кальцита, обладающих двойниковым сложением. С ними чередуются сероватые поля и полосы мелкокристаллической основной массы, почти сплошь усеянной механическими включениями темно-серых точечных выделений. Обыкновенно в направлении, перпендикулярном „полосчатости“, проходят рассекающие мрамор параллельные жилки кальцита. Другие образцы гидамских мраморов, в которых существенное участие принимают линзы, ветвистые скопления и прожилки белого и розовато-желтого кальцита, соответственным образом отражают особенности своего строения и при микроскопическом изучении шлифов. Кварцевые выделения в составе этих тебердинских мраморов участия не принимают. Мраморы Гидамского пласта, повидимому, отличаются бóльшей прочностью, чем мраморы Джемагатского комплекса.

II. Мраморы Даутского ущелья.

Река Даут, являясь подобно р. Теберде вторым значительным притоком Кубани, впадает в последнюю на 20 *км* выше слияния Теберды и Кубани. Горные образования различного геологического возраста

прорезываются Даутом так же, как и Тебердой, вкрест своего простирания, имеющего обще-кавказское направление, т.-е. вытянутость с северо-запада на юго-восток, но долина Даута, или скорее ущелье, залегает более высоко над соответственными частями Тебердинской и Кубанской долин.

В Даутском ущелье, на расстоянии 20 *км* от устья, река пересекает, вслед за отложениями каменноугольной системы, область наиболее древних отложений Западного Кавказа, слагающих один из высоких хребтов, находящихся на расстоянии свыше 30 *км* от главного водораздельного Кавказского Хребта.

Рис. 4. Даутские пласты мрамора.

Хребет этот, западнее пересекающий Теберду в виде возвышенности Канделляр-Лар, выходит по Дауту одной из своих вершин горой Чимуляр-Баши (высота 3 340 *м*), являющейся одной из возвышенностей левого склона Даутского ущелья, выше аула одноименного названия.

Южные пласты мраморов Сложный комплекс горных пород этой отчетливо орографически выраженной гряды относится к палеозойской метаморфической толще. Одной из составляющих вместе с кристаллическими сланцами пород этой горной гряды являются вертикальные пласты мрамора, выходящие двумя группами: одна ниже Даутского аула, другая же выше по склону гребня Чимуляр-Баши, обращенному к притоку Даута — речке Канделле-Су.

Интересным является второй комплекс. Уже издали с левого берега Даутского ущелья видны три мощных вертикальных пласта мрамора, идущих по южному склону Чимуляр-Баши. В районе северного пласта этой группы, на высоте 2 400 метров, вытекает многоводный родник Ак-Су. Общий вид пластов Канделле-Су, особенно с юга, напоминает характерные черты строения Джемагатских пластов по Теберде.

Чрезвычайно характерным является гребенчатое строение высоких пластов мрамора, возвышающихся над сланцевыми вершинами и отходящих на запад к Теберде, а на восток простирающихся до верховьев Кубани (район р. Учкулана).

Сланцы, обнажающиеся в районе мраморных пластов Канделле-Су и Ак-Су, преимущественно относятся к темно-зеленым метаморфическим хлоритовым сланцам, при чем наблюдаются, как бы переходные зоны к мраморам. Пачка сланцев, непосредственно примыкающая к пластам мрамора, пронизана громадным количеством кальцитовых прожилок и выделений, испытавших вместе со сланцами динамометаморфные процессы и местами собранные в гофрированные складочки. Рядом с этими переходными сланцами выходят уже чистые мраморные пласты, в полосатой структуре которых принимает участие, повидимому, хлоритовое вещество в качестве окрашивающего пигмента.

По своим внешним физическим свойствам мраморы Канделле-Су и Ак-Су отвечают характеру Тебердинских мраморов, а именно, Джемагатскому комплексу, отличаясь от последних бо́льшей прочностью.

Здесь мы имеем чрезвычайно красивые, полосатые сорта мрамора. Полоски белого или нежно-розового мрамора чередуются с более тонкими полосками, окрашенными в красивые оттенки зеленого цвета, различной интенсивности. Местами белые полосы достигают значительной толщины и тогда получаются более прочные и более крепкие сорта, не так легко подвергающиеся раскалыванию по плоскостям, отделяющим отдельные полоски. Встречаются также темносерые оттенки мрамора с прослойками более светлых тонов. Очевидно к этому выходу относится указание И. И. Никшича, который кратко сообщает, что „в полосе сильно метаморфизованных осадочных пород возле с. Даут обнажаются два, почти вертикальных, пласта мрамора, мощность которых колеблется между $^1/_4$ и 2 аршинами. Цвет мрамора, преимущественно, снежно-белый и розоватый, и по своей красоте он был бы вполне пригоден для художественных поделок, если бы не был разбит системой трещин на мелкие куски".

При видимом внешнем сходстве с Джемагатскими мраморами и при значительной аналогии в микроструктуре (полосатое, преимущественно, строение), микроскопическое изучение мраморов рассматриваемого комплекса показывает некоторые характерные их отличия. Последнее обусловливается неоднородностью, проявляющейся, как в минералогическом составе мрамора, так и в структуре. Наряду со значительно преобладающими кальцитовыми мелкокристаллическими выделениями, создающими основную массу мрамора, существенное участие принимают кварцевые образования, равномерно распределенные в массе мрамора. Кварцевые зерна различной величины, обладающие волнистым угасанием, характеризуются крайне неправильными, порой ветвистыми контурами, и погружены в более мелкозернистую массу кальцита. Иногда крупные кристаллы кварца пересечены системой трещин, заполненных основной кальцитовой массой; часто такие кварцевые зерна имеют отделенные, повидимому раздроблением, внешние части, при чем, промежутки между последними и главной частью кристалла заполнены той же мелкокристаллической кальцитовой массой.

Неоднородность в строении вызывается еще наличием участков, составленных из более крупных кальцитовых кристаллов, обладающих двойниковым полисинтетическим сложением. Количественное взаимоотношение между этими двумя компонентами мрамора можно принять: 85—90% кальцита и 15—10% кварца.

Северные пласты мраморов. Эти пласты Даутских мраморов, в виде прерывистых высоких скал, идут по изгибающемуся хребту, расположенному между двумя балками, идущими от вершины г. Гараллы-Баши и служащими левыми притоками р. Даута.

Характерным цветом этого мрамора являются разнообразные оттенки серого цвета, пронизанного идущими в различных направлениях многочисленными белыми и желтыми прожилками кальцита.

Эта серия мраморных пластов как по геологическим условиям своего залегания, так и по свойствам (серый цвет, кальцитовые прожилки и пр.) отвечает Гидамскому комплексу, мощно обнажающемуся по р. Теберде.

Под микроскопом строение мрамора северных пластов, представляясь однородным в минералогическом отношении, является несколько более сложным в отношении структурном. Единственным

минеральным компонентом является кальцит без всякого участия кварцевых зерен. Неоднородность структуры вызывается чередованием мелкозернистых „войлочных" участков мрамора с участками крупнозернистыми, отдельные составляющие которых — полисинтетически сдвойникованные кристаллы своими зигзагообразными неправильными контурами вдаются друг в друга. Соотношение этих двух типов различных участков показывает, повидимому, что они являются различными стадиями явлений перекристаллизации в мраморах, происходящих, главным образом, под воздействием динамических процессов. Участки крупнокристаллические постепенно переходят в мелкокристаллическую „войлочную" массу, что в шлифах наглядно выражается, как бы „поеданиям" крупных кальцитовых образований этой основной массой. Иногда среди мелкозернистой кальцитовой массы остаются изолированные с неправильными контурами крупные кристаллы кальцита, с сильным изогнутием двойниковых пластинок.

III. Мраморы Кубани.

Пласты мраморов, группирующиеся в два характерные комплекса по Теберде и Дауту, имеют соответствующие выходы и в верховьях р. Кубани. Особенно ясно прослеживается продолжение южного комплекса, соответственными выходами которого являются по Теберде—Джемагатские мраморы, а по Дауту—мраморы Канделле-Су и Ак-Су.

По Кубани мраморный пласт выходит также на южном склоне той гряды, составляющими которой являются отложения палеозойской метаморфической толщи. По южному склону р. Батлан-Кол, впадающей слева в западную ветвь Кубани—р. Учкулан, высоко идет характерный, „дайкообразный" пласт мрамора, выдающийся над более разрушенными крутопоставленными метаморфическими сланцами. По другому склону того же притока р. Учкулан обнажаются уже граниты, выходящие затем и по восточному рукаву Кубани—реки Уллу-Кам, берущему начало с ледников северо-западного подножья Эльбруса.

Несомненно, разнообразие Карачаевских мраморов далеко не исчерпывается приведенными данными в виду того, что последние получены не при систематическом полевом обследовании месторождений мрамора, а при посещении отдельных районов при выполнении заданий по изучению изверженных пород указанного района Западного Кавказа.

Однако, сопоставляя отдельные выходы мраморов и мраморовидных известняков в пределах Карачаевской Автономной Области, с условиями их геологического залегания в толще пород определенного геологического возраста и с их физическими свойствами и структурой, можно отметить значительное постоянство мраморных пластов, общее протяжение которых от левого склона Теберды до верховьев р. Кубани достигает значительной величины, 20—25 *км.*

Несомненно мраморы Карачая, почти не подвергавшиеся специальному обследованию, заслуживают научного и технического изучения при тех больших запасах промышленного характера, которые там имеются.

Химический состав мраморов Карачая.

Химическое исследование, произведенное в Минералогическом Кабинете Сев. Кавказского Гос. Университета О. И. Некрасовой, указывает на значительную однородность в химическом отношении Карачаевских мраморов, представляющих, главным образом, углекислый

кальций. В соответствии с микроскопическим анализом Даутского мрамора, последний в свой состав включает значительное количество кремнекислоты.

	Джемагатский мрамор	Мухинский мрамор	Гидамский мрамор	Даутский мрамор
	В процентах			
SiO_2	0,43	1,70	0,80	16,82
CaO	55,17	53,60	53,50	45,40
FeO	0,17	0,71	0,27	0,58
MgO	0,36	0,43	1,34	0,82
CO_2	44,03	43,01	43,69	37,02
Сумма	100,16	99,45	99,60	100,64

Наиболее чистым и приближающимся к теоретическому составу карбоната кальция является мрамор Джемагатского пласта. Для анализа был взят образец из белой прослойки мраморного пласта.

IV. Мраморы Северной Осетии.

Разрабатывавшиеся до войны ломки мрамора находятся по правому склону р. Ардона по Военно-Осетинской дороге в 60 *км* от Алагира. Выходы мрамора имеются в 60—80 *м* над В.-Осетинской дорогой и представляют собою мощный пласт серого мрамора, в верхней части которого зажатая пачка сланцев, мощностью около 16 *м*, разделяет мраморный пласт на два ствола. В нижней части пласта мощность доходит до 40 метров.

В свежем виде мрамор представляет собою серую равномернозернистую разновидность, лишенную включений и прожилок кальцита. Ближе к поверхности замечается изменение серого цвета мрамора на белый, то же наблюдается и в отвалах, где добытый мрамор подвергался действию выветривания. В некоторых местах мрамор принимает тонко-полосатую структуру, обусловленную чередованием белых и серых полосок.

Протяжение осетинского мраморного пласта, по сообщению разрабатывавшего это месторождение осетина Макаева, является значительным: начинаясь в районе вершины горной группы Цмиаком-хох, мраморы подходят, спускаясь на запад, к Военно-Осетинской дороге. Мощность мраморного пласта является изменчивой и колеблется в пределах 1—60 *м* и более. Местами наблюдаются прожилки кальцита.

Структура мрамора при микроскопическом его изучении представляется однородной, среднезернистой. Участвуют в строении исключительно кальцитовые кристаллы с аллотриоморфными контурами. Часть этих кальцитовых образований обладает двойниковым, полисинтетическим сложением, являясь прозрачными и свежими кристаллами. Изогнутости двойниковых пластинок, а также других следов деформации, как это было в Карачаевских мраморах, в этих мраморах Осетии не наблюдается. Часть кальцитовых кристаллов, лишенных двойникового строения, в поляризованном свете при скрещенных николях кажется неоднородной, как бы испещренной мельчайшими точечными выделениями, неодинаково гаснущими с остальной, главной

частью кристалла. Кальцит является единственным компонентом этих серых мраморов и кварцевых образований не замечается. Химический анализ мрамора Осетии указывает на следующий состав:
SiO_2—0,37%; CaO—55,08%; MgO—0,79%; FeO—0,09%; CO_2—43,67%.

В виду значительной однородности и прочности мраморов описанного выхода, а также вполне достаточных запасов, возможно промышленное их использование после соответствующего научного и технического изучения, которое должно охватить все выходы мраморов Северной Осетии.

Проф. А. В. Арсентьев.

О полезных ископаемых Дальнего Востока.

Магнитный железняк хорошего качества и, повидимому, в значительном количестве находится на восток от г. Баргузина, на левой стороне р. Баргузина (по рч. Суво или Сувокан).

Руда находится, повидимому, в связи с гранатовой породой, судя по частому нахождению кусков железняка в тесном соприкосновении с гранатом на склонах холма, который представляет, вероятно, коренной выход руды.

Месторождение расположено в 70 *км* от г. Баргузина и до д. Суво (примерно, на 60 *км*) существует удовлетворительная колесная дорога: от Суво до месторождения—плохая проселочная. Месторождение никем не разведывалось и лишь бегло попутно осмотрено автором при выполнении им другого задания.

Слюда (мусковит), также хорошего качества и в виде довольно крупных листов, иногда достигающих 20—30 *см* в поперечнике, известна жителям с. Бодона, на с.-в. от г. Баргузина. Месторождение находится в довольно мощной пегматитовой жиле среди слоисто-кристаллических пород на правом берегу р. Арбуна. Достигнуть месторождения можно тем же путем, что и месторождения магнитного железняка Суво, проехав по колесной дороге несколько дальше, именно, до с. Бодона (около 85—90 *км* от г. Баргузина), откуда тропой можно добраться до месторождения (около 8—10 *км*). Месторождение, так же, как и предыдущее, весьма поверхностно, осмотрено автором.

Оба месторождения—магнитного железняка и слюды—могут приобрести значение (в случае промышленных запасов) при условии превращения реки Баргузина в судоходную до самого г. Баргузина; в настоящее время этому мешают так называемые „Шаманские пороги", находящиеся 10-ю *км* ниже г. Баргузина; по мнению специалистов, эти пороги могут быть убраны. Улучшение пути сообщения с этим глухим уголком, несомненно, отразится на нем благотворно, оживив и другие отрасли горного промысла, находящиеся в зачаточном состоянии и обслуживающие лишь свои местные нужды. Я разумею добычу сернокислого натрия из группы гужирных озер, находящихся на пути к месторождениям железняка и слюды и отчасти мрамора, выходы которого обнаруживаются у с. Алги; мрамор используется местными жителями исключительно для обжига его на известь.

Сурьмяный блеск давно известен сторожилам с. Дарасунского, близ минерального источника того же имени. Месторождение расположено в вершинах рч. Билютки (или Билюткиной) и Соколовой и приурочено к кварцевым жилам, секущим глинистые сланцы; мощность жил, колеблющаяся от нескольких сантиметров до 0,5 *м*. Руда образует в кварце (часто серого цвета) то неправильной формы вкрапления, то нередко прекрасные звездчатые

или длинно-шестоватые, радиально расходящиеся кристаллы. Месторождение отдавалось (1916—1917 г.г.) под разведку горн. инж. Н. И. Кузнецову; однако, надвинувшиеся политические события не дали ему возможности что-либо сделать.

Вольфрамит в заметном количестве был находим в шлихах на приисках быв. Шумова, по р. Кручине (точнее—по ее притоку Кутанге). Оценки значения этой подмеси в шлихах никем не производилось; между тем, это может иметь и практический интерес, как то имело место при следующем:

Шеелите в шлихах Ключевско-Суховской россыпи на Казаковских приисках Нерчинского Округа. Зерна шеелита в шлихах впервые были обнаружены геологом Нерчинского Округа горн. инж. С. Д. Кузнецовым, а позже (в 1917 г.) было обнаружено и коренное месторождение шеелита по пади Ключевой К. А. Ненадкевичем. Большой спрос на вольфрам для нужд обороны страны вызвал в 1915—1917 г. г. к жизни целый ряд рудников—Букука, Белуха, Соктуи, Дулдурга, а наряду с ними стало и Казаковское месторождение шеелита (за период 1915—1918 г. г. по всем рудникам добыто концентрата вольфрамита 126,3 тонны, куплено вольноприносительского—5,4 тонны; шеелита добыто—1,8 тонны, из которых 0,8 тонны добыто из Казаковского месторождения) [1].

Монацит впервые найден был также С. Д. Кузнецовым в шлихах Суховской россыпи Казаковских приисков; автором настоящей заметки монацит обнаружен при микроскопическом исследовании шлифов некоторых гранитов окрестностей Казаковой.

Киноварь обнаруживается в шлихах многих Ундинских золотоносных россыпей и в бо́льшем, чем в других, количестве—в Балахнинской россыпи Юшковского стана Казаковских приисков. В таком же (россыпном) виде известна киноварь у д. Титовой, близ г. Нерчинска, где она находится в значительном количестве, в виде довольно крупных (до лесного ореха) галек и заслуживает бо́льшего внимания, чем все другие похожие месторождения.

Аквамарины и топазы известны по р. Унде, близ пос. Лесковского, где они обнаруживаются в пегматитовой жиле, одно время разведывавшейся частным лицом, но оставленной за недостатком средств у предпринимателя.

5 июля 1926 г.
Москва.

Проф. С. Ф. Глинка.

О дюмортьерите близ деревни Сайлык [2].

(Предварительное сообщение).

Образец этого голубого камня, доставленный в Минералогический Институт I-го Московского Университа, благодаря любезности А. С. Уклонского, проф. Ташкентского Университета, представляет обломок, с одной стороны довольно гладко отполированный [3]. При более внимательном рассматривании этой поверх-

[1]) Запасы вольфрамита (без шеелита) по произведенным разведкам на 1919 г. исчислялись в 214,5 тонны по всем рудникам Вост. Забайкалья.

[2]) Около 70 *км* от Ташкента.

[3]) Академик А. Е. Ферсман говорит следующее по поводу этого месторождения: „Осмотр нами месторождений дер. Сайлык в 1923 году показал, что мы имеем здесь дело с интересным серым, белым и розовым агальматолитом, частью связанным с очень красивым голубым, напоминающим лазурит минералом неизвестного состава. В последнем имеется очень ценный и интересный поделочный камень, хорошо принимающий полировку и встречающийся в довольно больших количествах".

(„Драгоценные и цветные камни СССР", том II, стр. 253—254).

ности камня, даже не вооруженным глазом видно, что голубое вещество смешано здесь с белым веществом, при чем наблюдаются переходы от мелких зерен интенсивного голубого цвета, даже синего, через места менее густо окрашенные, к белым зернам различной величины, выделяющиеся на общем голубом фоне не только цветом, но и размерами.

Удалось отделить это белое вещество, выступающее местами на поверхность камня в виде оболочки, в количестве лишь 0,2356 *г*, после прокаливания воздушно-сухого порошка, было найдено летучего 14,14%, SiO_2—45,58%, Al_2O_3—40,28%. Очевидно, это вещество по своему химическому составу близко подходит к чистому каолину; подобно другим разностям плотного каолинового вещества, оно фосфоресцирует, при царапании его стеклянною палочкою. Допуская, что здесь весь кремнезем входит в состав каолина, мы должны иметь чистого каолина 98,40%, остальное до 100% соответствует избытку воды и глинозема в таком почти отношении, в каком эти два вещества входят в состав гидраргиллита; некоторый избыток воды здесь может соответствовать влажности, которая не была определена. В синей массе находятся включения, но, очевидно, очень мелкие и немногочисленные, которые оставляют черту на топазе, вероятно это корунд. Удельный вес, определенный помощью пикнометра, соответствует для одной части камня 2,93, для другой 2,74, разница объясняется различным отношением между количеством главных составных частей камня. Получается такое впечатление, что обломки камня более богатые синим веществом обладают и бо́льшим удельным весом. Так как белое вещество камня представляет собою плотную разность каолина (агальматолита [1]), удельный вес которого можно принять равный 2,61, то, очевидно, синее вещество должно обладать более значительным удельным весом.

Под микроскопом, в тонкой пластинке, видно, что все синие места этого камня распадаются на аггрегации тонких кристаллических иголочек густого синего цвета, которые обладают сильным плеохроизмом, так как, при поворотах столика микроскопа, совершенно обесцвечиваются; с другой стороны, такие же иголочки, которые представляются первоначально бесцветными, при поворотах столика делаются синими. Погасание этих иголочек прямее.

По всей сумме признаков, естественным явилось предположение, что эти иголочки принадлежат минералу дюмортьериту, плотность которого определяется равною 3,3—3,4. Таким образом, очевидно, рассматриваемый нами камень представляет собою горную породу, в состав которой входят, главным образом, каолинитовое вещество и кристаллические иглы дюмортьерита. Колебания величин удельного веса этого камня в найденных нами пределах 2,74—2,93 (которые могут оказаться более широкими) зависят, очевидно, от преобладания того или другого из этих минеральных веществ. В настоящее время можно считать установленным, что бор является существенной составною частью дюмортьерита—Шаллер дает формулу дюмортьерита: $8\,Al_2O_3 \cdot 1\,B_2O_3 \cdot 1\,H_2O \cdot 6\,SiO_2$ [2]). Уокер дает несколько иное выражение состава этого минерала: $8\,Al_2O_3 \cdot 7SiO_2 \cdot B_2O_3 \cdot H_2O$ [3]). Мелкий порошок нашего образца, сплавленный с CaF_2 и $KHSO_4$ в ушке платиновой проволоки, окрашивает пламя газовой горелки в характерный для бора зеленый цвет. Серная кислота, при нагревании с мелким порошком камня, разлагает каолиновую часть его, но для разложения остающейся части голубого цвета ее необходимо сплавить с содою; плавиковая кислота на нее не действует.

Голубой цвет порошка от действия кислот не изменяется, но после сильного накаливания порошок белеет. После нагревания порошка с серною

---

[1]) См. нашу статью „Об агальматолите — фигурном камне" и пр. № 2, стр. 121 журнала „Минеральное Сырье и его переработка" за 1926 г.

[2]) W. T. Schaller. The Americ. journ. of Sc. 1905. Vol. XIX, 221.

[3]) T. L. Walker. University of Toronto Studies. Greol. Series. № 14, 1922.

кислотою до начала выделения густых паров, остается нерастворимого в серной кислоте 75,04%.

в растворимом определено: Al_2O_3 (и Ti_2O_3) . .	17,32% [1]
щелочей	0,82%
в нерастворимом определено: Al_2O_3 (и Ti_2O_3) .	31,179%
SiO_2.	41,64%
летучего из другой порции, после сильного прокаливания пробы до белого цвета порошка, остающегося и после охлаждения его	6,06%
	97,01%

Разность 100% — 97,01% должна, главным образом, соответствовать борной кислоте, которая отчасти может выделяться при сильном прокаливании порошка; если она захвачена при анализе глиноземом, то и при прокаливании его осадка; магнезия и известь совершенно отсутствуют; железо обнаруживается роданистым калием в виде едва уловимых следов. Отмечая, таким образом, существование месторождения дюмортьерита в пределах Союза СС—Республик, мы должны помнить, что в связи со статьею, Albert B. Peck: „Дюмортьерит, как промышленный минерал", — месторождение это может служить не только запасом нового поделочного камня, как указывает академик А. Е. Ферсман, но и запасом вещества, имеющего промышленное значение. В то время, как дюмортьерит, найденный вблизи каньона Лимерик смешан с мусковитом, кварцем и андалузитом, здесь мы имеем, главным образом, смесь дюмортьерита с каолиновым веществом, т.-е. с таким веществом, которое само входит в состав фарфоровой массы. В нашем образце оба минерала—белый и синий—так тесно перемешаны между собою, что разделение их механическим путем представляется невозможным. После многократного отмучивания мелкорастертого порошка, была получена смесь, которая, после нагревания ее с серною и плавиковою кислотами, обнаружила содержание глинозема, соответствующее почти 44% каолина; часть, неразлагаемая этими кислотами, и состоящая, по нашему представлению, главным образом, если не исключительно, из дюмортьерита с некоторою примесью корунда, подвергается дальнейшему исследованию.

В самое последнее время в Минералогический Музей I МГУ поступил от Е. Д. Воробьевой образец породы, с содержанием в ней зерен голубого цвета, из местности Сай Ак-таш недалеко от Сайлыка, откуда взят наш образец. Повидимому, распространение дюмортьерита здесь гораздо шире, чем можно было бы предполагать это сначала.

По словам специалистов-востоковедов: Сайлык—прилагательное от Сай; Сай русло степной реки, сухое летом, бурное во время дождей. Ак-таш: белый камень. На карте горн. инжен. Вебера („Полезные ископаемые Туркестана") здесь показана река Ак-Сагатай.

Р. Р. Выржиковский.

Цементные материалы Приднестровья.

В результате исследований, которые велись мной с 1918 года в Приднестровьи, выяснилось, между прочим, большое количество месторождений цементных материалов, из которых мы здесь укажем некоторые.

1. С. Кудринцы на р. Збруч, 25 *км* от ст. Каменец-Подольск (шоссе). В основании верхней трети толщи силурийских известняковых отложений здесь проходят слои плотного мергеля общей мощностью до 7 *м*. Обследованы в 1918 г. одесской артелью инженеров (Днестровским Горно-

[1] В другой порции определено: TiO_2—0,20%

Промышленным Акц. Обществом) на основании этих работ, предполагалось устройство цементного завода в Кудринцах.

Произведенные анализы и испытания показали, что мергель с. Кудринцы годится для изготовления портланд-цемента.

2. В районе г. Могилева Подольск. в 1918 г. было произведено также исследование мергелей из громадной сеноманской толщи, при чем оказалось, что по химическому составу верхние слои этих мергелей весьма приближаются к мергелям, соответствующим портланд-цементным материалам. Г. А. Радкевич[1]) приводит анализ мергеля из средней части толщи сеномана Лядавы: „при высушивании до 120° теряет воды 0,74%, высушенный содержит: CaO — 47,21%, MgO — 0,61%, CO_2 — 37,69%, SiO_2 — 8,36%, веществ нераств. в уксусной кислоте — 14,46%".

3. М. Каменка на р. Днестре. Прежде чем, остановиться на этом месторождении, укажем, что в верхнем горизонте сеномана Приднестровья в очень обширном районе развита порода, описывавшаяся под именем мергеля, которая, однако, не вскипает с соляной кислотой и должна быть по химическому составу и консистенции причислена к трепелу. Нежная однородная порода эта, однако, переполнена кремнями. Лишь в описываемом месторождении к северу от Каменки мы встречаем эту породу в чистом виде, с незначительным количеством роговиковых сростков. Химические анализы для „мергелей" Каменки, приводимые Радкевичем:

	Верхн. гор. в %	Средн. гор. в %	Нижн. гор. в %
При высушивании до 120° теряет воды . .	3,46	2,29	1,53
Высушенный содержит:			
Всей SiO_2	91,73	19,15	—
Растворимой в щелочах SiO_2	81,09	—	—
CaO	0.17	40,46	44,02
MgO	—	следы	следы
$Fe_2O_3 + Al_2O_3$	4,96	—	—
CO_2	—	31,95	34,92
Веществ нерастворимых в уксусной кислоте .	99,29	27,10	16,99

Нами в 1926 г. собраны были образцы сеноманских „мергелей" в северной части Каменки; анализ их, произведенный в лаборатории Института Прикладной Химии Одесского НТО Е. В. Гернетом, дал следующие результаты:

В 100 *г* воздушно-сухой породы содержится в граммах:

	Верхн. гор.	Средн. гор.	Нижн. гор.
SiO_2	85,5600	51,8560	8,3760
Fe_2O_3	0,7042	0,5904	0,6824
Al_2O_3	3,8558	2,7216	3,3176
CaO	0,8960	22,7320	43,3920

Верхний горизонт кремнистой породы представляет вероятно материал, пригодный для производства гидравлического цемента. Мощность толщи сеноманских мергелей в Приднестровьи очень велика; у Лядавы и Могилева 65 *м*.

Вышеприведенные данные показывают, что от нижних более чистых мергелей к верхним, метаморфизованным, кремнистым, представляющим, в сущности, трепел с содержанием 85,5 — 91,75%; переход осуществляется постепенно. Отсюда с несомненностью следует вывод, что путем надлежаще поставленного исследования, сопровождаемого анализами, можно здесь подобрать материал любого состава. Кроме того, Каменский трепел, с содержанием SiO_2 не менее 85,5%, образующий слой около 12 *м* мощностью, заслуживает лабораторного изучения.

4. Район Рыбницы. Громадная толща до 60 *м* средне-сарматских мергелей, очень нежных, без содержания песка. Состав их колеблется как видно из приведенной таблицы анализов, собранных мною в 1926 г. образцов; недостаток средств не позволил и здесь, как для мергелей Каменки, произвести анализы с достаточной полнотой. Если большинство мергелей показывают

[1]) О меловых отложениях Подольской губернии. Зап. Киевск. Общ. Ест. т. XI, 1891 г.

избыточное содержание $CaCO_3$ (для портланд-цемента). то нужные смеси могут быть легко получены путем добавления глин из верхней части сарматской толщи и вышележащих пород.

По анализу Е. В. Гернета в 100 *г* воздушно-сухой породы содержится в граммах:

	Гораба	Ержев			Рыбница					
	№ 1	№ 1	№ 2	№ 3	№ 1	№ 2	№ 3	№ 4	№ 5	№ 6
SiO_2	1,2480	9,9522	53.9040	56.8200	2,8200	3,6200	7,4200	12,6200	34,1600	36,7000
CaO	53,0402	47,0280	13,1200	12,4000	52,5600	51,6000	48,1600	44,9600	32,7700	29,6200
MgO	0,2240	0,4344	1,1121	1,1584	—	—	—	—	—	—
Al_2O_3 . . .	1,0322	2,2632	8,7216	7,100	1,9200	2,3800	3,4200	2,8800	3,8000	5,4400
Fe_2O_3 . . .		0,2808	1,7384	3,6400						
SO_3	0,3731	37,02	—		—	—	—	—	—	—
CO_2	41,0568	—	10,00	9,00	—	—	—	—	—	—
Влаги и проч. (по разн.) .	—	3,0214	9,4039	9,8816	—	—	—	—	—	—
Потеря при прокаливании	2.8444	—	—	—	—	—	—	—	—	—

Приведенные данные показывают, что очень желательно приступить к детальному исследованию мергелей и трепелов Подольского Приднестровья и что от такого исследования с уверенностью можно ожидать значительных практических результатов.

Б. А. Душкевич.

Патровское месторождение огнеупорных глин.

В Вытегорском уезде, изобилующем разнообразными сортами ценных глин, наибольшей известностью пользуется Патровское месторождение, благодаря высокому качеству залегающих здесь черных и серых огнеупорных глин.

Открыто оно было в 1797 г. и с этого времени разрабатывалось спорадически, главным образом, для нужд Олонецких заводов. Добыча велась местными крестьянами хищнически. Каких либо сведений о количестве добытой глины и степени выработанности месторождения не имеется. С начала Революции всякая добыча здесь прекратилась и не была возобновлена.

В 1908 г. Замятин по поручению Олонецких заводов производил здесь промышленную разведку. В заключении он предлагает предпринять поиски других месторождений, так как Патровское благодаря тому, что оно безсистемно эксплоатировалось в течение долгого времени, выработано в своих наиболее доступных частях.

В 1925 г. в связи с геологическими исследованиями Ладожско-Мариинской партии, производящимися в долине р. Вытегры мною было осмотрено Патровское месторождение с целью составления точного геологического разреза по долине ручья и выяснения возможности разработки месторождения. Предлагаемый разрез составлен на основании инструментальной съемки всех сделанных расчисток, скважин, имеющихся обнажений и до сих пор еще не был приведен ни одним из авторов, исследовавших Патровское месторождение. Все отметки даны в метрах над уровнем Балтийского моря.

В нижней части течения ручья Патрова, на котором расположено месторождение, обнажения коренных пород очень многочисленны; почти все они находятся в высоком правом берегу ручья. В 250 *м* от устья на правом

берегу у дер. Патрово, на 0,93 *м* выше воды, на абсолютной отметке 49,08 *м* наблюдается выход черной огнеупорной глины. Произведенной расчисткой здесь обнаружен над черной глиной следующий разрез снизу вверх:

Серый песок	30	*см*
Желто-серая глина . . .	30	„
Серый плотный песок . .	30	„
Серая глина	40	„

Далее до верху идет серый песок.

Скважина, заданная с поверхности черной глины, встретила на глубине 1,98 *м* или отметке 47,11 темно-серый песок, таким образом мощность слоя здесь оказывается равной 1,98 *м*.

Черная глина прослеживается по наносам и на противоположном берегу. Ниже этого обнажения, почти вплоть до устья, выходов глин больше не наблюдается, но видны следы старых работ. Также не встречается больше выходов глин и далее вверх по ручью к дер. Римово, здесь тянутся почти сплошь отвесные обнажения песков и песчаников, прикрытые сверху оползнями коричневой валунной глиной. От дер. Римово начинается выход кораллового известняка.

Рис. 1. Геологическая карта района Патровского месторождения.

Толща цветных глин, находящаяся между этим известняком и песками нигде не обнажается. Произведенными небольшими расчистками удалось, отчасти, выяснить характер залегания этих глин и их состав.

У дер. Патрово на каменноугольные пески налегает непосредственно коричневая валунная глина. Между д. д. Патрово и Римово под валунной глиной встречены, считая сверху вниз, красные, голубые, серые, черные и желтые глины общей мощностью около 5 *м*. У дер. Римово залегает около 3 *м* желтой глины (охра), которая подстилается прослойком 0,10 *м* красной. Ниже идут красные пески. Выше дер. Римово вся местность сильно перерыта, благодаря производившимся в этом районе разработкам глин. Здесь под известняком залегает серая глина мощностью около метра, ниже идет красная, фиолетовая, желтая и затем красная, которая налегает на красный песок. Выяснить более детально характер залегания было затруднительно, благодаря наличию здесь большого количества обвалившихся ям и старых отвалов. По аналогии с таковыми же отложениями в долине реки Вытегры, которые разведывались более детально, можно предположить, что отдельные слои залегают здесь линзообразно, при чем размеры линз могут быть значительны.

Пески и глины здесь входят в состав угленосного яруса нижне-каменноугольной системы, который для Вытегорского района может быть методологически подразделен на два горизонта, нижний песчаный C_1^a и верхний глинистый $C_1^{a_2}$. Коралловый известняк относится уже к продуктусовому ярусу

Рассматриваемый район подвергся значительной ледниковой эрозии, благодаря чему местами некоторые горизонты коренных отложений совершенно отсутствуют.

Как это видно на разрезе, верхний глинистый горизонт $C_1^{a_2}$ налегает, повидимому, на размытую поверхность нижнего C_1^{a}, так как линия контакта между ними волниста при отсутствии здесь каких-либо тектонических нарушений и при ясно выраженной горизонтальной слоистости.

Патровское месторождение, по характеру залегания в нем разнообразных глин, фактически представляет из себя два месторождения, приуроченные, как мы видели, к различным геологическим горизонтам. В нижнем песчаном C_1^{a}

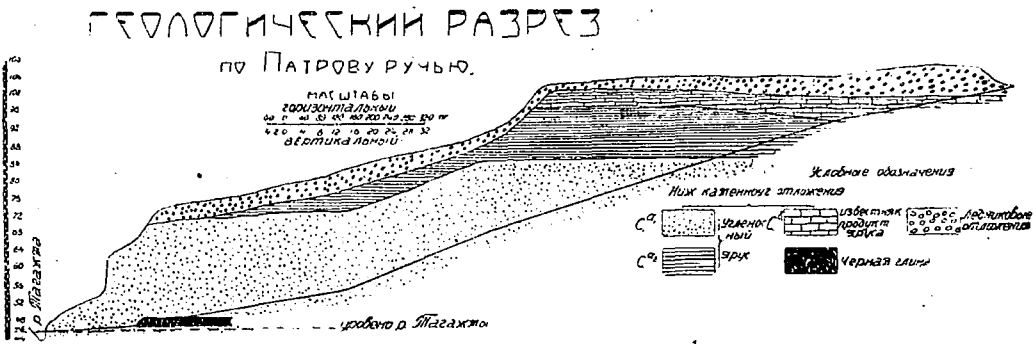


Рис. 2. Геологический разрез по Патрову ручью.

имеется слой горной огнеупорной глины. В верхнем глинистом $C_1^{a_2}$ линзообразно залегающие разноцветные глины преимущественно серые, желтые, черные и красные.

Разведка Замятина в 1908 г. коснулась исключительно нижнего слоя, залегающего в песчаном горизонте и была сосредоточена на очень незначительном пространстве. Определенный им запас в 33000 тонн находится на площади 0,07 *кв. клм*, расположенный по левому берегу ручья.

Против дер. Патрово скважины, которые должны были выяснить распространение глины далее на с.-з., не были закончены по техническим причинам; таким образом, месторождение это нельзя считать окончательно разведанным и границы черной глины до сих пор остаются неизвестными.

Судя по следам старых работ, здесь взята вся та часть месторождения, где слой глины залегает выше уровня воды в ручье. Благодаря крутому падению ручья и низкому залеганию слоя черной глины большая часть месторождения, повидимому, осталась нетронутой. Дальнейшую разведку необходимо направить, главным образом, по долине ручья, где всего легче достигнуть слоя глины, принимая во внимание, что залегает она почти горизонтально.

Месторождение это, без сомнения, заслуживает внимание, несмотря на то, что разработка его представит некоторые технические затруднения, так как пески, между которыми находится слой глины, ниже уровня воды в ручье сильно водоносны. Наиболее рационально было бы подойти к месторождению штольней от реки Тагижмы.

По данным нивелировки отметка нижней поверхности слоя глины у обнажения 47,11 *м*, а реки Тагижмы при впадении в нее ручья 45,62 *м*, т.-е. на 1,48 *м* ниже, что вполне достаточно для свободного стока воды. Лишенные воды пески становятся вполне устойчивыми, при чем, благодаря их значительной плотности, выработки даже больших размеров долгое время могут в них существовать без всякого крепления, что можно наблюдать в настоящее время

на небольших старых работах по добыче песка. Как это необходимо при сильно водоносных и благодаря этому плывучих породах, дренаж месторождения должен производиться медленно и постепенно с принятием всех необходимых мер предосторожности, в противном случае возможна неудача, как это произошло в семидесятых годах со штольней, которую инженер Вейденбаум хотел подвести к слою горной глины.

Второе месторождение по долине Патрова ручья, в верхнем глинистом горизонте $C_1^{a_3}$, совершенно не разведывалось и хищнически разрабатывалось в течение долгого времени, так что сказать что-либо определенное в настоящее время, без значительных работ, не представляется возможным. Здесь добывались, главным образом, серые и желтые глины. Немного западнее в районе села Житного в последнее время перед Революцией в большом количестве добывались черные и серые глины высшего качества. Разработка велась преимущественно ямами, многочисленные следы которых можно наблюдать и поныне. Черная и серая глины залегают на небольшой глубине, около 8 *м*, среди цветных глин. Как это видно на карте, месторождение с. Житного является, повидимому, продолжением Патровского. Здесь, под ледниковыми наносами находится глинистый горизонт $C_1^{a_2}$, вышележащий же коралловый известняк отсутствует.

Это месторождение заслуживает еще бо́льшего внимания, так как оно легко доступно для эксплоатации. Устойчивость пород и отсутствие в них воды дает возможность легко вести разработки шахтами и штольнями; последними не трудно подойти к месторождению, так как местность от с. Житного к р. Вытегре значительно понижается. Принимая во внимание, что слои разнообразных глин залегают линзообразно, необходимо произвести тщательное бурение в пределах распространения верхнего горизонта $C_1^{a_3}$, для выяснения степени выработанности месторождения и возможных его запасов.

Пути сообщения от вышеописанных месторождений к ближайшему пункту на канале, который, примерно, находится у Вытегорского погоста мало пригодны для перевозки большого количества грузов; движение по ним весной и осенью во время распутицы, а также и летом, после сильных дождей, становится почти невозможным. Дорога от села Житного благодаря условиям местности более удобная и легкая, чем Патровская, которая при переходе на правый берег реки Тагижмы имеет очень крутой подъем. При небольшой добыче возможна, преимущественно, зимняя перевозка на лошадях, но более или менее интенсивная разработка должна повлечь за собой устройство узкоколейного пути, хотя бы с конной тягой. Длина этого пути для обоих месторождений будет, примерно, одинакова около 3 *км* и содержание его, по условиям местности, не будет затруднительно.

Доставленная к каналу глина может быть перевезена в период навигации водным путем к местам потребления, но более рационально было бы перерабатывать ее на месте, для каковой цели необходимо построить завод у Вытегорского погоста. Завод, расположенный в этом месте на Мариинском водном пути, который, как известно, идет от Ленинграда до Каспийского моря, будет находится в наилучших экономических условиях в смысле снабжения его всем необходимым и вывоза готовых изделий. Помимо Патровских глин, сюда легко могут доставляться водным путем также и глины из месторождений, находящихся в долине реки Вытегры, если будет установлено их промышленное значение.

Вместо постройки нового завода возможно восстановить существовавший здесь ранее в д. Шестово завод Лопарева, но при солидной постановке дела едва ли это будет целесообразно, если принять во внимание его примитивное оборудование, полуразрушенное состояние и значительное удаление от ближайших месторождений.

Заканчивая этот краткий очерк, необходимо упомянуть, что при тех технических условиях, которые здесь существуют, как то: наличие водного пути, значительный запас свободной гидравлической энергии и большая населенность района, примыкающего к каналу, — Патровское и Житновское месторождения заслуживают большого внимания.

В первую очередь необходимо произвести здесь детальное исследование, результаты которого уже лягут в основу всех дальнейших мероприятий, связанных с возможным развитием в Вытегорском районе керамического и красочного производства.

Горн. инж. В. И. Смирнов.

О влиянии кварца и известняка на состав продуктов пиритной плавки.

Вопрос о влиянии кварца и известняка на состав продуктов пиритной плавки до сих пор является в значительной степени неясным для многих заводских работников. Этот вопрос очень мало освещен и в технической литературе. Первые указания о влиянии флюсов мы находим у Sticht'a. Sticht [1]), трактуя о роли кварца, указывает, что добавление кварца имеет целью увеличить степень концентрации печи и не влияет на состав шлака; повышением содержания кремнезема в шихте достигается большее окисление и шлакование железа, но сам шлак не становится более железистым, так как одновременно с этим увеличивается его количество.

Померанцев в своей статье „к теории пиритной плавки" [2]) считает, что „при данном количестве воздуха в единицу времени всякая присадка (кремнезем, известь, оборотный шлак и проч.), не смотря на всю свою химическую нейтральность по отношению к сернистому железу, имеет окислительный характер".

Проф. Байков [3]) приходит к выводу, что одним из условий получения богатых штейнов и вообще хорошего хода процесса является введение в шихту известняка в возможно большем количестве.

I. Неясности в вопросе о влиянии кварца и известняка на состав продуктов плавки. В отношении влияния кварца на повышение степени концентрации никаких неясностей не существует; влияние кварца на обогащение штейна в настоящее время известно каждому мастеру ватер-жакета; в некоторых случаях не совсем ясным может казаться влияние кварца на состав шлака (понижение кремнистости шлака при недостатке кварца в шихте и при сохранении всех прочих условий плавки). Главные же сомнения вызывает роль в пиритной плавке извести и влияние последней на состав продуктов.

По литературным данным, известь, как и каждая другая присадка, усиливает окислительную способность печи. С другой стороны известно, что известь, как сильное основание, предпочтительно шла-

[1]) Metallurgie, 1906 № 3.
[2]) Ж. Р. М. О-ва 1912 г. № 2.
[3]) Ж. Р. М. О-ва 1925 г. № 1.

куется имеющейся в шихте кремнекислотой в первую очередь за счет уменьшения ошлакования других оснований и, главным образом, за счет уменьшения ошлакования образующейся в процессе закиси железа. С этой точки зрения, присадка извести не должна обязательно сопровождаться обогащением штейнов.

Выявление влияния флюсов (в особенности известняка) на состав продуктов пиритной плавки практически—в заводских условиях—встречает целый ряд затруднений. Колебания содержания меди в руде, невозможность совершенно точного учета всех материалов и продуктов плавки, наконец невозможность сохранения постоянных идентичных условий процесса—все это в значительной степени препятствует правильной постановке заводских исследований. Лабораторные исследовения, несомненно, могли бы дать более точные и верные результаты, но до сего времени они, к сожалению, не производились. Все же ряд практических наблюдений, данные которых приведены ниже, непосредственно из заводской работы (при приблизительно одинаковых условиях хода процесса) дает возможность сделать некоторые выводы.

II. Влияние кварца. Влияние кварца на обогащение штейнов можно заметить при рассмотрении данных работы любой компании ватер-жакета с момента его задувки. При задувке, когда шихта рассчитывается на малую концентрацию, в колошу вводится самое мини-

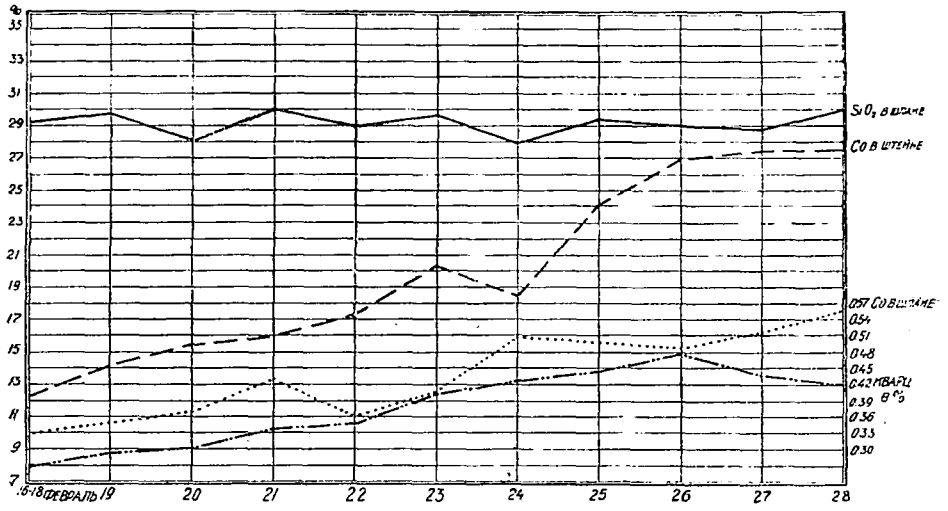


Рис. 1.

мальное количество кварца. С дальнейшей работой возникает необходимость постепенного обогащения штейна; при увеличении в шихте процента кварца в печи создаются условия, при которых на единицу проплавляемого материала приходится увеличенное количество воздуха. Такое влияние кварца можно объяснить следующим образом: увеличивая в шихте процент кварца, мы тем самым уменьшаем в ней процент руды; при условии одинакового по времени схода колош и сохранения одного и того же воздушного режима печи в отношении минутного дебета воздуха и его упругости, понижение процента руды в шихте будет иметь следствием увеличение избытка воздуха относительно проплавляемых материалов. Помимо этого, повышенное введение в шихту кварца может повлечь за собой утолщение „кварцевого свода“

печи, в области выше фурм, а вместе с этим и замедление в сходе колош; это тем более усилит окислительную способность печи и степень ее десульфуризации. Усиленное образование в процессе *FeO* будет сопровождаться увеличенным потреблением SiO_2, в результате мы будем иметь увеличенный выход шлака с одним и тем же содержанием SiO_2 и уменьшенный выход значительно обогащенного штейна.

Довольно характерным примером в этом отношении могут служить опытные данные Карабашского завода, полученные за период 16 — 28 февраля 1926 г. при работе ватер-жакета № 3. До начала опытного периода—в первой половине февраля—шихта ватер-жакета содержала 64—66% руды, 7—8% кварца, 3,5—4% известняка и 23—25% оборотных продуктов при расходе горючего около 3% от шихты. С 18 февраля при одном и том же неизменяющемся составе руд и оборотных материалов (средний состав руды 3,17% *Cu*, 7,5% SiO_2 и 37% *Fe*; средний состав оборотов 8,29% *Cu*, 11,4% SiO_2 и 50% *Fe*) в опытных целях стали постепенно увеличивать процентное содержание в шихте кварца. Табл. 1 и диаграммы—рис. 1, наглядно показывают результаты этого изменения.

ТАБЛИЦА 1.

Изменение содержания кварца в шихте В—Ж. № 3 Карабашского завода и влияние этого изменения на состав продуктов плавки.

Месяц	Число	Состав шихты в процентах				Расход горючего в процентах от шихты	Суточная производительность печи в тоннах	% *Cu* в штейне	Состав шлака в процентах		
		руды	оборот	кварцит	известняк				*Cu*	SiO_2	*CaO*
февраль	16—18	64	26,00	8,0	4,0	3,35	560	12,42	0,33	29,24	4,84
	19	64,1	23,00	8,9	3,9	3,40	561,5	14,21	0,35	29,72	3,43
	20	62,8	24,00	9,27	3,93	3,18	588	15,49	0,37	28,04	неопред.
	21	61,63	24,00	10,3	4,07	3,12	600,5	16,00	0,43	30,08	5,25
	22	60,97	24,30	10,7	4,03	3,05	593	17,39	0,37	29,04	5,04
	23	60,00	23,50	12,5	4,00	3,02	546	20,4	0,41	29,62	неопред.
	24	58,60	24,00	13,3	4,10	2,56	597	18,56	0,50	27.92	3,91
	25	58,25	23,70	13,85	3,90	3,00	577,7	24,19	0,49	29,60	3,50
	26	57,25	23,60	14,85	4,30	2,73	592,9	27,01	0,48	29,04	3,60
	27	57,72	23,30	13,6	4,38	2,93	570,7	27,39	0,52	28,80	неопред.
	28	57,87	23,40	13,1	4,63	3,28	573,3	27,39	0,56	30.0	4,84

Как видно, содержание кварца в шихте увеличилось постепенно с 8 до 14,85%, т. е. на 86%. Это увеличение шло, главным образом за счет уменьшения руды и в незначительной степени за счет оборотных продуктов; содержание известняка в шихте, за это время, колебалось в пределах 3,9 — 4,6%, т.-е. приблизительно в пределах 15—20% его нормального количества.

Увеличение содержания кварца шихты не оказало заметного влияния на кремнистость шлака; содержание кремнезема в шлаках в течение всего периода опытов колебалось в незначительных пределах, 28—30%, т.-е. всего лишь в пределах приблизительно 3,5% от нормального содержания. Но это увеличение сопровождалось значительным обогащением штейнов с 12,42 до 27,39% *Cu* при одном и том же, примерно, содержании меди в проплавленных материалах. Несомненно, известную роль в обогащении штейнов сыграло и пони-

жение расхода углеродистого горючего с 3,35% до 2,93%, от шихты которое явилось следствием увеличения веса колоши при добавке кварца; этим объясняется тенденция кривых меди в штейне и кварца в шихте к расхождению; если же проследить кривые на протяжении промежутка времени, за который уменьшение расхода кокса сравнительно незначительно (приблизительно до 23 февраля), можно заметить, что обе линии остаются почти параллельными одна другой; это говорит за известную пропорциональность между обогащением штейна и содержанием кварца в шихте.

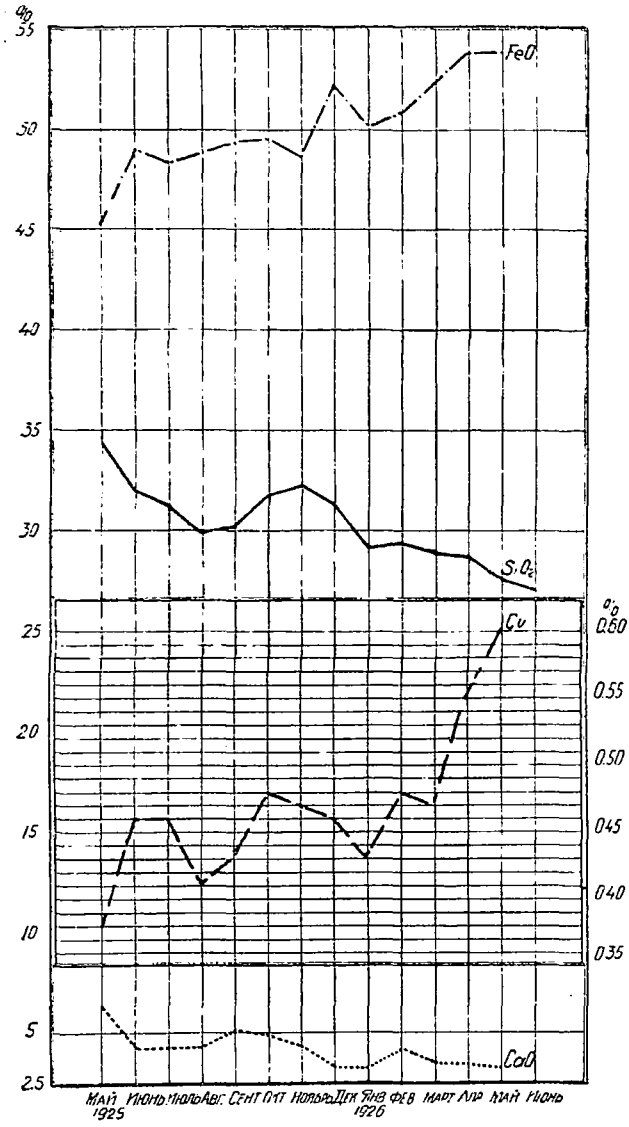


Рис. 2. Состав отвальных шлаков по месяцам.

Причиной обогащения штейна может служить не одно только увеличение содержания кварца в шихте или понижение расхода углеродистого горючего. Иногда, в результате особых условий плавки, напр., большого содержания в рудах сланцев, одновременно с повышенной упругостью и количеством воздуха, штейны обогащаются независимо от изменения содержания кварца в шихте. В этом случае повышенная степень концентрации печи не соответствует расходу кварца и сопровождается понижением кремнистости шлака.

Отсутствие зависимости между содержанием кварца в шихте и кремнистостью шлаков в целом и исключительные случаи понижения кислотности шлака за счет недостатка кремнезема в шихте (при высокой степени концентрации печи)—весьма наглядно выявились в работе Карабашского завода с мая 1925 г. по июнь 1926 г. За этот период времени состав шихты ватер-жакета, общее содержание в шихте SiO_2 и степень концентрации печи изменялись следующим образом (см. табл. на стр. 201).

Колебания в составе шлака показаны графически на диаграмме 2 (рис. 2).

Компоненты шихты в %	1925 Г О Д.								1926 Г О Д.					
	Май	Июнь	Июль	Август	Сентябрь	Октябрь	Ноябрь	Декабрь	Январь	Февраль	Март	Апрель	Май	Июнь
Руда	75	78	79,24	77,07	81,23	55,57	57,69	69,38	79,01	63	67,67	74,2	72 5	72,84
Кварц (90% SiO_2)	12,88	11,87	10,79	9,11	9,02	8,61	6,56	6,38	6,02	9,65	11,27	10,33	10,3	10,26
Известняк (52% CaO)	5,05	4,56	4,36	4,01	4,37	3,98	3,93	3,72	3,76	4,07	3,81	3,9	3,85	3,95
Оборотный продукт	7,07	5,56	5,6	9,81	5,38	31,84	31,82	20,52	11,21	23,28	17,25	11,57	13,35	12,95
% SiO_2 в пропл. руде	9,06	12,50	20,74	13,36	~ 15	~11	~ 8	~10	~11	~ 7,5	~ 4,0	~ 7,5	~ 5	~ 5
% SiO_2 в пропл. шихте (приб.)	20	21,0	26,6	19,8	21,4	18,67	15,35	15,86	15,68	16,9	15,3	16,5	14,9	14,7
Степень концентрации печи по шихте $\frac{\%\ Cu \text{ в штейне}}{\%\ Cu \text{ в шихте}}$	5,0	10,0	9,4	8,4	5,6	7,6	9,0	9,5	8,0	4,8	7,0	10,5	9,9	8,2
Состав шлаков за тот же промежуток времени.														
SiO_2	34,44	31,94	31,28	29,94	30,16	31,68	32,20	31,6	29,10	29,32	28,80	28,68	27,48	27,0
FeO	45,25	49,05	48,31	48,78	49,27	49,52	48,61	51,78	50,06	50,85	52,3	53,76	53,82	52,47
CaO	6,36	4,26	4,24	4,24	5,09	4,77	4,12	3,18	3,19	4,12	3,30	3,30	3,20	3,30
BaO	3,78	3,61	3,69	3,99	4,0	2,90	2,84	2,97	3,75	3,54	3,26	2,86	3,17	3,68
MgO	1,45	0,98	1,01	0,98	1,23	1,02	1,3	1,0	0,48	0,72	0,56	0,70	0,70	0,64
$\Sigma\ CaO, MgO, BaO$	11,59	8,85	8,94	9,21	10,32	8,69	8,26	7,15	7,43	8,38	7,17	6,86	7,37	7,62

Сопоставляя содержание кремнезема в шихте, в шлаке и степень концентрации печи, видим, что там, где кремнезема в шихте много и где данная степень концентрации достигается в значительной степени за счет повышенного его расхода, кислотность шлака совершенно не зависит от содержания SiO_2 в шихте; например, в июне и июле 1925 г. при увеличении % SiO_2 в шихте, содержание SiO_2 не только не повысилось, но даже понизилось с 34 до 31%. Но там, где высокая степень концентрации не соответствует расходу кварца, т.-е. достигается не за счет его увеличения, а путем создания каких-то других условий, способствующих ей, недостаток кварца сказывается на понижении кислотности шлака. Весной и летом 1926 г., вследствие значительного присутствия в проплавляемых рудах сланца, плавку приходилось вести с заведомо пониженным содержанием в шихте флюсов; несмотря на это, печь давала восьмикратное—десятикратное сокращение, что явно не соответствовало расходу кварца и известняка. В результате содержание кремнезема в шлаках понизилось до 27%, а временами даже доходило до небывалой цифры 26%.

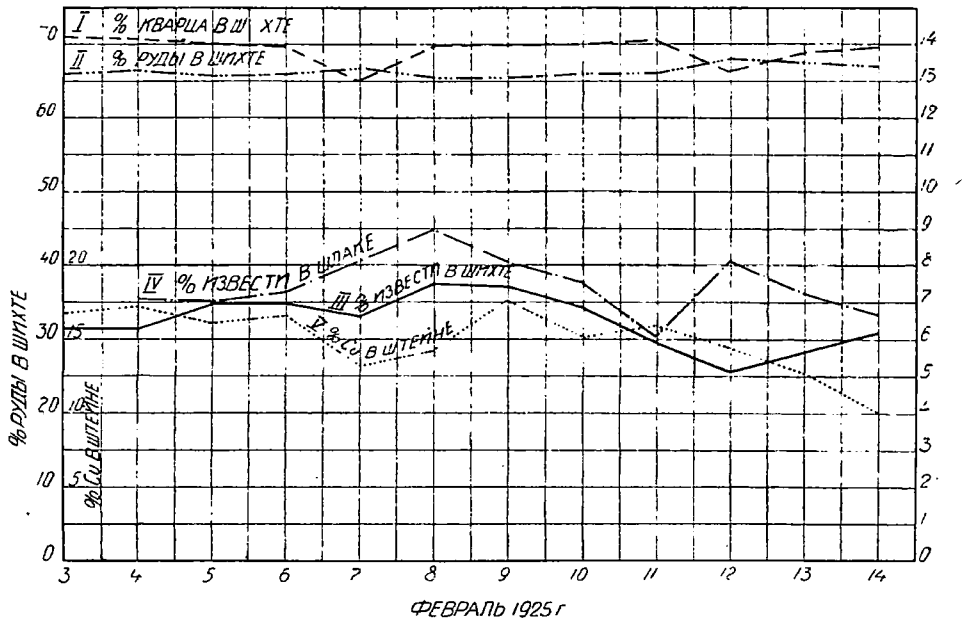


Рис. 3. Результаты увеличения процента извести в шихте на Калатинском заводе.

Этот факт объясняет, вместе с тем, и получение в практике иногда совершенно противоположных результатов от добавления кварца в шихте—понижение кислотности шлака. Если одновременно с увеличением процента кремнезема в шихте повысить упругость и количество поступающего в печь воздуха, степень обогащения штейнов возрастет непропорционально добавке кварца, в результате чего непропорционально больше возрастет и потребление в процессе шлакообразования SiO_2; отсюда его недостаток и понижение кислотности шлака.

III. Влияние известняка (извести). Попытки определения влияния извести на состав продуктов плавки делались неоднократно. Первые опыты изменения процентного содержания известняка в шихте производились в Калатинском заводе в феврале 1925 г.

Порядок изменения процента известняка и результаты этого изменения приведены в таблице II и диаграмме (рис. 3).

ТАБЛИЦА II.

Результаты увеличения % извести в шихте в—ж. № 1 Калатинского завода в период 3—10 февраля 1925 г.

Число	Состав шихты в процентах				Суточная производительность в пудах	Горючего в процентах от шихты	% *Cu* в штейне	Состав шлака		
	Руда	Кварц	Известняк	Оборот. продук.				SiO_2	*CaO*	*Cu*
2	66,1	14,65	6,25	13,0	37,200	1,84	14,33	31,90	неопр.	0,37
3	66,0	14,20	6,30	13,5	38,080	1,94	16,65	29,80	„	0,51
4	66,2	14,15	6,30	13,35	39,410	1,89	17,45	30,90	3,07	0,49
5	65,7	14,0	6,95	13,30	37,365	1,83	16,01	31,26	7,97	0,53
6	65,8	13,97	7,00	13,23	39,885	1,96	16,33	31,60	7,28	0,37
7	66,8	13,00	6,65	13,55	40,155	1,87	13,20	29,70	8.10	0,37
8	65,2	13,95	7,50	13,35	39,900	1,95	14,25	30.63	9,00	0,38
9	65,5	13,95	7,45	13,10	38,740	1,95	17.58	30,22	8,12	0,40
10	66,1	14,00	6,90	13,00	37.370	1,84	15,21	31,27	7,60	0,45
11	66,2	14,10	5.95	13,75	35,650	1,86	15,79	29,45	6,10	0,48
12	68,2	13,25	5,15	13,40	28,490	2,16	14,41	29,77	8,10	0.54
13	67,3	13,75	5.68	13,27	31.330	2,09	12,62	30,49	7,25	0,46
14	66.8	13,90	6.20	13.10	36.200	1.98	10,00	28.60	6.66	0.34

Результаты первого опыта не дают, как видно из таблицы и график, определенного ответа на поставленный вопрос. Единственно можно усмотреть, что повышение известняка в шихте заметно отражается на повышении *CaO* в шлаке. Что же касается влияния на штейн, из приведенных результатов нельзя сделать никаких выводов.

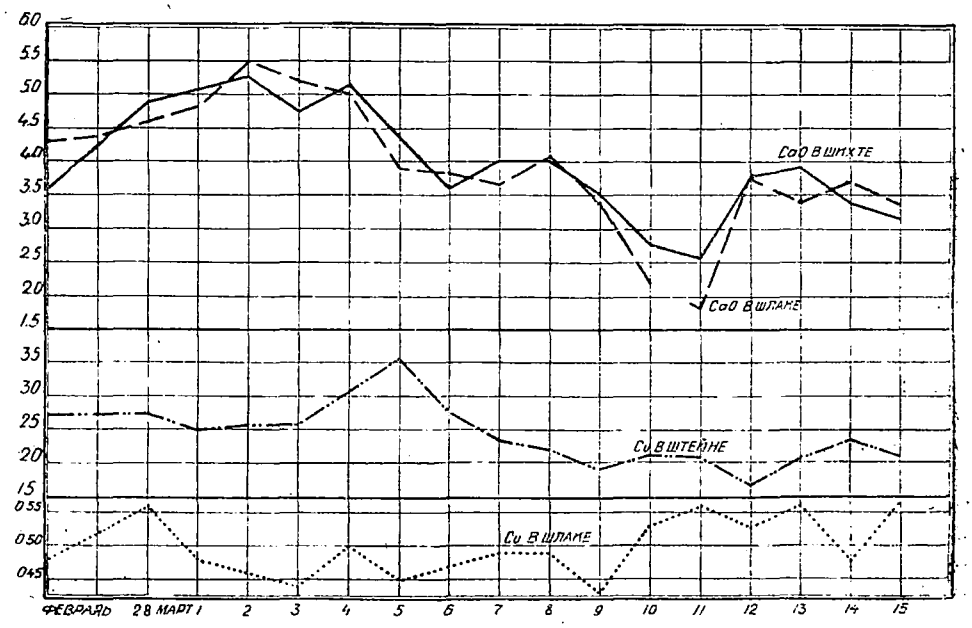


Рис. 4. Результаты увеличения процента извести в шихте на Карабашском заводе.

Более удовлетворительные результаты дали опыты в Карабаше в марте 1926 г. с изменением шихты ватер-жакета № 3. Нижеследующие табл. III и диаграмма (рис. 4) представляют главнейшие данные и результаты этих опытов.

ТАБЛИЦА III.

Результаты увеличения % извести в шихте в—ж. № 3 Карабашского завода в период 1—15 марта 1926 г.

Число.	Состав шихты в процентах				Горючее в процентах от шихты	Суточная производительн. в тоннах	% Cu в штейне	Состав шлака в процентах.		
	Руда	Оборотн.	Кварцит.	Известняк				SiO_2	CaO	Cu
1	59,94	23.15	12,2	4,84	3,20	615,5	25,21	29,68	4,84	0,48
2	59,15	23,30	12,2	5,51	3,12	611.98	25,86	31,88	5,25	0,46
3	59.25	23,39	12.1	5,25	3,12	627,8	25,83	28,68	4,73	0,44
4	59,47	23,07	12.01	5,07	3.10	593,5	неопред	28,40	5,15	0,50
5	59,24	23.95	13.37	3,92	2,96	589,1	35.72	30,36	4,38	0,45
6	60,57	22.66	12.08	3,67	3,29	533,2	27,63	29,72	3,60	0,47
7	61.53	24,06	10.72	3,73	3,24	562,6	23.98	30,12	4,02	0,49
8	58.90	24.15	12.90	4,12	2,84	594,2	22,10	30,24	4,02	0,49
9	62,06	22,55	11,95	3,37	3,28	586,5	18,97	28,80	3,50	0,43
10	63,02	21.93	12,85	2,19	3.00	564,9	20,89	28,28	2,78	0,53
11	64,28	23.28	10,84	1,77	3,66	508.1	20,82	28,20	2.57	0,56
12	61.93	22,75	11,62	3,69	3,17	549,0	16,83	31,0	3,81	0,53
13	63,00	23,31	10,22	3.37	3.20	540,7	20,67	29,28	3,91	0,56
14	63.00	22,62	10.65	3,73	3,12	564,6	23,5	28,12	3,40	0,48
15	63.00	23.66	9.87	3,45	3,40	589,4	21.33	28,76	3.19	0.57

Последние опыты производились в октябре 1926 г. с изменением процента извести в шихте ватер-жакета № 2 Караб. завода; эта работа осталась недоведенной до конца, вследствие внезапной выдувки печи из-за недостатка руды (см. табл. IV и диаграмма, рис. 5).

Из приведенных таблиц и график, прежде всего, видно, что увеличение или уменьшение содержания CaO в шихте вполне определенно отражается на соответствующем увеличении или уменьшении % CaO в шлаках.

Иначе говоря, содержание известняка в шихте вполне определенно регулирует содержание CaO в шлаке. Вместе с тем, изменения содержания CaO в шихте не отражаются заметно на изменении содержания SiO_2 в шлаках. В наиболее характерных результатах второго опыта, когда содержание CaO в шихте колебалось от 1,77 до 5,51% т.-е. в пределах 70—80% выше и ниже нормального содержания, содержание SiO_2 в шлаках изменялось в незначительных пределах 28—30%. Такой результат казалось бы противоречит здравому смыслу и теории. Как сильное основание CaO должна шлаковаться с SiO_2 в первую очередь [1]). Отсюда—повышение % CaO в шихте, сопровождаемое увеличением образования бисиликата окиси кальция (с содержанием около 50% SiO_2), должно иметь следствием повышение содержания SiO_2 в шлаке, что не оправдывается на практике. Между тем, из тех же практических данных следует, что вся CaO шихты перехо-

[1]) Eng. Min. Journ. Press 1926, 485—490, Vol. 121.

дит в шлак. Такое расхождение можно объяснить только тем, что получаемые в результате добавления в шихту извести более кремнеземистые шлаки разубоживаются какой-то новой составляющей. Такой составляющей может быть только Fe_3O_4 [1]).

А раз так, то, очевидно, от добавления извести в шихту степень концентрации печи во всяком случае не понижается; иначе не было бы подходящих условий к усиленному образованию в процессе ферритов закиси железа.

Если, параллельно с изменением содержания CaO в шлаке, проследить изменение богатства штейна, то трудно найти какую-либо зависимость. Содержание меди в штейне, в большинстве случаев, колеблется независимо от увеличения или уменьшения процента известняка в шихте. Значительную роль в этих колебаниях играет целый ряд обстоятельств, характер которых, несмотря на все принимаемые меры, не остается постоянным в заводских условиях. Сюда относятся неизбежные колебания содержания меди в руде, колебания

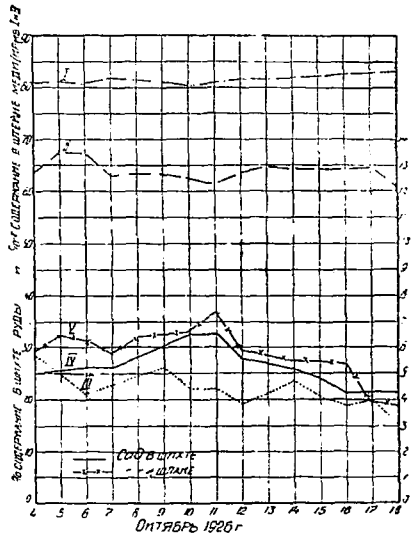


Рис. 5. Диаграмма изменения процента извести в шлаке и меди в штейне при изменении % содержания CaO в шихте пиритной плавки.
I — % содержание в шихте руды;
II — % „ „ „ кварца;
III — % „ „ штейне меди;
IV — % „ шихте известняка;
V — % „ шлаке CaO.

ТАБЛИЦА IV.

Результаты увеличения % извести в шихте в—ж. № 2. Карабашского завода в октябре 1926 г.

Число	Состав шихты в процентах				Процент горючего от шихты	Суточная производительность в тоннах	% Cu в штейне	Состав шлака		
	Руда	Оборотн.	Кварцит.	Известняк				SiO_2	CaO	Cu
4	81,2	1,0	12,75	5,05	2,11	501,0	27,80	30,88	5,97	0,54
5	81,4	—	13,45	5,15	1,95	388,5	25,09	31,44	6,50	0,49
6	81,24	—	13,50	5,26	1,92	438,5	21,4	30,84	6,39	0,49
7	82,10	—	12,65	5,25	2,11	455,0	23,62	31,24	5,87	0,49
8	81,60	—	12,70	5,70	2,07	495,4	24,60	28,88	6,49	0,54
9	81,20	—	12,80	6,10	2,05	510,0	26,32	29,60	неопред	0,51
10	80,9	—	12,60	6,50	2,05	524,75	21,89	29,86	6,69	0,56
11	81,1	—	12,35	6,55	2,05	533,75	22,14	30,32	7,42	0,49
12	81,6	—	12,75	5,65	2,10	49 ,00	19,68	30,00	5,97	0,49
13	89,6	—	12,95	5,45	2,01	540,0	20,17	29,84	5,77	0,59
14	81,9	—	12,90	5,20	1,93	502,0	23,62	29,56	5,56	0,49
15	82,2	—	12,90	4,90	2,01	513,8	22,09	29,80	5,56	0,47
16	82,81	—	12,90	4,29	2,25	461,2	19,03	30,24	5,46	0,49
17	82,72	—	12,96	4,32	2,15	486,0	20,44	30,56	3,91	0,61
18	83,45	—	12,25	4,30	2,46	362,6	15,98	28,80	3,81	0,51

[1]) Eng. Min. Journ. Press 1926, 485—499, Vol. 121.

(правда, незначительные) в расходе углеродистого горючего, неточный учет и проч. Из приведенных таблиц и диаграмм можно только заметить, что некоторые minimum'ы содержания меди в штейне совпадают с пониженным содержанием кварца в шихте. При отдельных кратковременных опытах увеличения количества известняка в шихте за счет сокращения содержания в шихте руды всегда получался выход более обогащенного штейна; если же увеличение процента известняка идет только за счет уменьшения в шихте процента кварца, штейн в некоторых случаях обедняется. Другими словами, при изменении процентного содержания известняка в шихте степень концентрации будет зависить всецело от того, увеличивается или уменьшается, в результате этого, количество расходуемого на единицу проплавлямых материалов воздуха, при чем и здесь это увеличение или уменьшение при одинаковых прочих условиях обусловливается, в конце концов, соотношением в шихте руды и кварца. Если добавка к шихте известняка не изменит этого соотношения, т.-е., если эта добавка идет за счет одновременного уменьшения в шихте содержания руды и кварца, так что соотношение между ними остается то же, что и раньше, нет причин для изменения степени концентрации. В самом деле, увеличение извести в шихте увеличит наличие в печи сильного и притом „готового" основания и, вместе с тем, увеличит потребление этим основанием кремнекислоты; одновременно с этим за счет уменьшения в печи руды уменьшается потребление образующейся закисью железа кремнекислоты; если кремнекислоты для ошлаковывания всей закиси железа все же не хватит, степень концентрации при условии сохранения воздушного режима печи не изменится, так как образующаяся закись железа будет окисляться до окиси; закись и окись железа, образуя ферриты закиси железа, в свою очередь, в условиях процесса могут соединяться с *CaO* с образованием ферритов окиси кальция [1]).

В том случае, когда увеличение известняка идет исключительно только за счет кварца, возможно уменьшение степени концентрации даже при сохранении постоянства всех прочих условий плавки (см. minimum'ы кривых содержания *Cu* в штейне). Такой результат можно объяснить тем, что при недостатке кварца усиленно потребляется кремнезем кварцевого свода; разъедание этого кварцевого свода влечет за собой ускорение схода колош, а вместе с этим уменьшение расхода воздуха на единицу проплавленного материала.

Возможность усиленного образования ферритов закиси железа при повышении процента известняка в шихте ограничивает это повышение. Обычное представление, что с повышением процента известняка в шихте обязательно должно итти обеднение отвальных шлаков практически подтверждается лишь в известных пределах. Например, практика русских заводов установила для каждого случая наивыгоднейшие предельные нормы известняка. Так, для Калаты эта норма выражается приблизительно в 6% от шихты, для Карабаша 4—4,5%. Добавление известняка сверх этих норм не только не дает никаких преимуществ, но даже вредит процессу. Это становится понятным, если учесть, что развитие ферритообразования, сопровождающее увеличение присадки известняка известным образом аннулирует получаемые выгоды от увеличения содержания в шлаках *CaO*; шлак, благодаря увеличению в нем *CaO*, становится легче, но зато увеличение в продуктах плавки количества ферритов закиси железа создает новые

[1]) Проф. В. Я. Мостович. „Кислород в штейнах медной плавки" (Изв. Спб. Техн. Ин-та, том 47, вып. I).

условия для обогащения этого шлака. Если, в случае бедных штейнов (при низкой степени концентрации, например, в Калате), обогащение шлаков не всегда заметно, так как фериты закиси железа, мало отличаясь по удельному весу от бедных штейнов, преимущественно растворяются в последних, то, в случае богатых штейнов, при значительной разнице удельных весов штейна и ферритов, в переднем горне создается промежуточный слой из этих ферритов, обогащающий шлаки.

Понижение содержания процента известняка в шихте против установленных норм, сопровождающееся повышением удельного веса шлаков, всегда приводит к обогащению последних.

Наивыгоднейшая норма известняка в шихте обусловливается как степенью концентрации печи, так и присутствием в проплавляемых материалах других оснований, как *MgO*, *BaO* и проч. В Карабашских условиях, при содержании в проплавляемых рудах до 4—5% *BaO* расход известняка ниже Калатинского, где руды совершенно не содержат *BaO*. Поэтому, говоря о роли *CaO* в пиритной плавке, приходится подразумевать сумму всех родственных оснований, т.-е. *CaO*, *BaO* и *MgO*. Правда, *BaO*—тяжелая по удельному весу, дает в отношении влияния на шлаки совершенно противоположные результаты, но в отношении температуры плавления шлаков, а также в отношении предпочтительного ошлакования SiO_2 является аналогом *CaO*.

Выше уже было указано, что одной только добавкой известняка нельзя регулировать содержание SiO_2 в шлаке, несмотря на то, что с этой добавкой усиливается образование бисиликата окиси кальция. Для того, чтобы поднять кислотность шлака, очевидно, нужно создать в печи такие условия, при которых усиленное образование бисиликата окиси кальция не сопровождалось бы образованием новых составляющих шлака, разубоживающих общее содержание этого бисиликата. Это возможно лишь за счет одновременного повышения в шихте, в соответствующей пропорции, процента кварца и известняка и понижения или, в крайнем случае, сохранения одной и той же степени концентрации печи. Тот же результат (т.-е. в отношении получения шлака желаемого состава) может быть получен при сохранении прежнего процента кварца и известняка в шихте, но при усиленном понижении степени концентрации за счет повышенного расхода кокса и уменьшения количества, поступающего в печь, воздуха. Правильность указанных выводов подтверждается и непосредственным расчетом шихты.

В практике пиритной плавки высоко-кремнеземистые шлаки обычно получаются при расстройстве процесса. Вот в общих чертах история их получения: в печи по тем или иным причинам появляются настыли; чтобы их уничтожить, мастер увеличивает расход кокса, этим самым он создает условия, затрудняющие образование *FeO* и в соответствии с этим понижает степень концентрации; выход шлака уменьшается, в результате чего бисиликат окиси кальция, образующийся, как и раньше, за счет всего наличия в шихте извести и соответственного количества кремнезема кварца, относительно возрастет и повысит содержание SiO_2 в шлаке. Если добавочный расход кокса настолько велик, что в результате понижения сократительной способности печи, в ней, после образования бисиликата окиси кальция и моносиликата закиси железа, останется некоторый избыток кремнезема, настыли будут расти; дальнейшее увеличение расхода углеродистого горючего еще больше увеличит диспропорцию между составом шихты (содержанием в ней флюсов) и степенью сокращения печи, и, следовательно, еще больше расстроит процесс; признаками расстройства,

помимо „закозления" печи, будут служить: чрезвычайно повышенный выход очень бедного штейна (например, в Калате при расстройстве процесса получались штейны в 4—5% *Cu*) и пониженный выход шлака, с увеличенным содержанием в нем SiO_2 (предельный, по содержанию кремнезема, шлак с 38,5% SiO_2 был получен в Калате при расстройстве процесса в августе 1924 г.).

Восстановление нормального хода возможно при уничтожении диспропорции между степенью сокращения и составом шихты печи, т.-е. при соответствующем уменьшении в шихте содержания кварца и известняка.

Приведенные выше факты и рассуждения говорят за то, что известь в пиритной плавке, во всех случаях, должна играть роль регулятора удельного веса шлака или лишь, совместно с другими главнейшими условиями процесса (расход кварца, расход кокса и воздушный режим печи), роль регулятора кислотности шлака. В отношении влияния на штейн в смысле его обогащения [1]), или в отношении участия в реакции образования ферритов окиси кальция [2]) роль извести в пиритной плавке мне представляется совершенно нецелесообразной.

Усиленное введение в шихту известняка, помимо того, что связано с известной затратой тепла (разложение $CaCO_3$ требует затраты 884,3 кал., тогда как образование $CaO \cdot SiO_2$ дает всего лишь 271,8 кал. на 1 *кг* CaO), противоречит смыслу пиритной плавки. Главнейшая задача пиритной печи—справиться с имеющимся в ней в избытке железом, перевести его в закись и ошлаковать. Вводя в печь в большом количестве такое сильное и притом готовое основание, как CaO, мы не содействуем процессу, а тормозим его, поскольку нарушаем определенное соответствие между FeO и SiO_2. Следствием этого должно быть ухудшение в ходе процесса, что и наблюдается практически. Lang [3]) указывает, что CaO, MgO и Al_2O_3, хотя и способствуют *получению бедных шлаков, действуют* в пиритной плавке очень пагубно. Референт [4]) статьи Lang'a в Metall u. Erz. считает доказательством вредного влияния CaO в пиритной печи образование „козловин" при очень высоком содержании *извести в шлаках.*

IV. Выводы: 1. Увеличение в шихте процентного содержания кварца во всех случаях, независимо от того, за счет каких составных частей шихты (руды или известняка) идет это увеличение, сопровождается повышением степени концентрации печи, не отражаясь на содержании в шлаке SiO_2. 2. Основной причиной изменения степени концентрации печи является изменение расхода воздуха на единицу проплавляемых материалов; это изменение достигается изменением времени пребывания материалов плавки в печи (сходом колош); влияние кварца, который не всегда целиком переходит в шлак, на обогащение штейна и объясняется тем, что его добавка влечет за собой увеличение времени пребывания шихты в печи; аналогичную роль в плавке играют инертные в химическом отношении вещества, например, сланцы. 3. При установившейся определенной степени концентрации печи, за счет наличия в шихте больших количеств инертных в химическом отношении материалов (сланцев) и за счет

---

[1]) Ж. Р. М. О-ва 1925 г. № 1 (Статья проф. Байкова).

[2]) Проф. В. Я. Мостович. „Кислород в штейнах медной плавки" (Изв. Сиб. Техн. Ин-та, том 47, вып. I).

[3]) Eng. Min. Journ. Press, 1926, 485—490, Vol. 26.

[4]) Metall und Erz., 1926, Heft 13, Seite 360.

поддержания определенного воздушного режима печи, недостаток кварца в шихте влечет за собой понижение содержания SiO_2 в шлаках. 4. Увеличение в шихте процентного содержания известняка сопровождается соответствующим повышением содержания CaO в шлаках и не меняет, заметно, их кислотности. 5. Если с увеличением известняка в шихте одновременно уменьшается содержание руды и кварца, практически не замечается какого-либо вполне определенного изменения степени концентрации печи. Если это увеличение идет исключительно только за счет кварца при неизменяемости в шихте процента руды—замечается некоторое обеднение штейнов; и наоборот, при сохранении постоянного содержания в шихте процента кварца и увеличении процента известняка исключительно за счет руды — замечается обогащение штейнов. 6. Изменение содержания кремнезема в шлаке возможно при изменении соотношения между составом шихты и степенью концентрации. Практически оно достигается или при одновременном увеличении в шихте содержания кварца и известняка с сохранением прежней степени концентрации, или при сохранении прежнего состава шихты и уменьшении степени концентрации. 7. Роль извести в пиритной плавке, помимо уменьшения удельного веса шлаков, таким образом, сводится только еще к тому, чтобы давать совместно с содержанием в шихте известного процента кремнезема и другими условиями плавки определенную кремнистость шлака, обусловливающую его температуру плавления. Наивыгоднейшая норма известняка в каждом частном случае устанавливается практически в соответствии с содержанием в проплавляемых материалах других оснований, родственных CaO. 8. Сама по себе известь, как сильное и „готовое" основание, является веществом чуждым пиритной плавке, противоречащим ее смыслу; увеличение ее содержания в шихте, сверх установленных практикой норм, весьма неблагоприятно отразится на процессе.

Инж. С. Ф. Комиссаров и М. С. Куроцапов.

Обработка землистых красок в кустарном производстве.

В 1916 г. чрезвычайно повысился спрос на зеленую краску, вследствие необходимости окраски в защитный цвет окопов, различных сооружений и предметов военного снаряжения. Тогда же Комиссией Сырья Комитета Военно-Технической Помощи был предпринят целый ряд исследований некоторых месторождений зеленых земель, в особенности глауконитовых глин, прилегающих к местечку Капорье, Ленинградской губернии, Петергофского уезда, а вскоре получен и принят заказ на 100 тонн зеленой краски. Одновременно, образовавшаяся комиссия защитных красок при Центральной Научно-Технической Лаборатории Военного Ведомства, переименованной впоследствии в Центральный Государственный Научно-Технический Институт (Центрогонти), под председательством академика А. Е. Ферсмана, приступила к разработке методов обогащения глауконитовых пород зеленым пигментом. В результате предварительных лабораторных опытов вскоре оказалось возможным перейти

к кустарному производству зеленого пигмента, выработка которого доходила до 350 килограмм в день.

Прежде, чем перейти к описанию приемов этого незамысловатого и доступного для каждого крестьянина кустарного производства, пригодных для обработки всякого рода окрашенных земель, надо заметить, что глауконитовая глина представляет из себя материал весьма неоднородный, с обильным содержанием песка и других примесей; путем простого измельчения получить продукт, пригодный для окраски, не представляется возможным, а приходится прибегать к обработке. В виду того, что Комиссия защитных красок поставила главным условием этого производства наибольшую простоту и возможность с минимальными затратами как средств, так и времени на оборудование, на месте добычи сырого материала, то Отдел Технических Испытаний Строительных Материалов, которому поручена была эта работа, принужден был не задаваться наиболее усовершенствованными, но зато и более дорогими способами обработки материала, а остановился как на самом простом и дешевом кустарном способе — отмучивании „в чанах".

Для работ по этому способу необходимо иметь:

1) чаны, имеющие форму усеченного конуса с небольшим расширением внизу для лучшего перемешивания массы, с двумя, тремя отверстиями с кранами или пробками на различной высоте для выпуска продукта желаемых оттенков; 2) весла, обитые листовым железом для предохранения от слишком быстрого изнашивания и 3) плотные парусиновые мешки для фильтрации массы. Обработка материала сводится к следующим операциям:

I. Подготовка сырого материала. Предварительная подготовка сырого материала производится с целью его разрыхления, для лучшего разъединения частиц друг от друга и, в зависимости от времени года, может быть сведена к нижеследующим приемам:

а) Вымораживание. Материал раскалывается на небольшие куски, насыщается водою и выставляется на мороз, затем снова оттаивается и т. д. Эти чередующиеся манипуляции повторяются несколько (5—10) раз.

б) Кипячение. Насыщенная водою порода подвергается кипячению в течение 7—8 часов. Количество воды поддерживается постоянным.

в) Обработка содой. Материал обрабатывается $^1/_{10}$ % горячим (60—70° С) содовым раствором, в количестве пятикратном от веса материала и тщательно перемешивается. По отстаивании жидкость сливается, а к остатку добавляется такое же количество чистой холодной воды.

Этот прием заслуживает особого внимания, так как такая ничтожная добавка соды сообщает, как показали многочисленные опыты, весьма ценные свойства материалу. Прежде всего он становится значительно подвижнее, вследствие чего легче обрабатывается, кроме того, готовый продукт получается интенсивнее окрашенным [1]) Указанная концентрация содового раствора не является произвольной. Наблюдения над растворами в 2, 1, $^1/_2$, $^1/_{20}$, $^1/_{40}$ %% показали на нецелесообразность применения как более крепких, так и более слабых растворов. Первые, удорожая производство, не улучшали качества получаемого продукта, а вторые — не оказывали заметного влияния на процессы обработки.

II. Процесс отмучивания. Отмучивание, как известно, основано на том свойстве, что из всех составных частей глины, собственно глина, как состоящая из частиц наиболее тонких, после надлежащего взмучивания и отстаивания продолжают висеть в воде довольно продолжительное время, за которое другие составные части успевают осесть. Висящие в воде частицы глинистого вещества могут быть собраны с осадка, а последний с новым количеством

[1]) Многими исследователями было замечено, что сода способствует растворимости почвенного гумуса, который, как примесь, маскирует интенсивность окраски.

воды, будучи одинаково взмучен и вновь осаждаем, но уже несколько менее продолжительное время, дает частицы иного удельного веса, чем первые. Следуя и дальше этим же путем, мы можем получить в остатке почти чистый песок.

Еще предварительные лабораторные опыты показали нам, что, если взмучивание производить в высоком стеклянном цилиндре, то через некоторое время по отстаивании, масса в сосуде распределяется послойно, при чем окраска изменяется в зависимости от удельного веса частиц, постепенно переходя от верхнего, белесоватого слоя — к нижнему наиболее интенсивно окрашенному. Это расслоение выражается еще резче, если обработать материал слабым содовым раствором. Таким образом, возможно весь процесс отмучивания подразделить на несколько частей — „фракций", в зависимости от времени отстаивания, сообразно числу желаемых оттенков.

Итак, взвешенный и подготовленный одним из вышеописанных способов материал загружается в чаны, обливается 5-кратным количеством воды от его веса и подвергается при помощи весел взмучиванию в течение 20—30 минут. По окончании взмучивания, массе дают отстояться 20—25 минут, после чего открывают верхний кран или пробку для спуска наиболее тонких, белесоватых частиц, маскирующих обычно основной красочный материал. Эти мелкие частицы могут быть собраны с осадка в отдельный сосуд для получения более дешевой краски.

В дальнейшем процесс отмучивания протекает следующим образом: к осадку в чану добавляется такое же количество воды, как и в первом случае, т.-е. 5-кратное, время же отстаивания постепенно уменьшается, начиная с 8—10 до 5 и менее минут, в зависимости от числа желаемых оттенков и по возможности до полного отделения окрашенных частиц от песка и других тяжелых примесей.

Собранная и осевшая в отдельных сосудах краска осторожно освобождается от воды сливанием, а оставшаяся жижа собирается в подвешенные плотные парусиновые мешки, в которых она, под влиянием собственного веса, подвергается дальнейшему обезвоживанию. Для ускорения обезвоживания, мешки с красочной жижей, перетянутые веревкой, лучше всего зажимать между двумя рядами сколоченных досок, прижимаемых друг к другу при помощи постепенно возрастающего груза. Готовый продукт, содержащийся в мешках, высушивается на солнце или в теплом помещении, после чего измельчается до требуемой тонины.

Приведенными приемами обработки землистых красок, доступных по своей простоте и дешевизне каждому рядовому крестьянину тем более, что и необходимый материал всегда имеется под рукой, обрабатывались различные ископаемые: глауконитовые породы, Кембрийские глины, Олонецкие охры, Тихвинские бокситы и др.

Таблица I.

Среднее из 12 определений.														Среднее из 3-х определений.
Загрузка в кг.	I фракция.		II фракция.		III фракция.		Песок.		Потеря (влажность).		Расход воды в литрах.	Время взмучив. в мин.	Время отстаивания в минутах.	Время слива в мин.	Удельный вес.
	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%					
36	13	36	4,5	12,0	6,5	18	8	23	4	11	750	20	I—20 II—5 III—2	5—10	I—2,67 II—2,76 III—2,81

В настоящем очерке мы приводим результаты, полученные при наиболее трудно поддающихся обработке зеленых глауконитовых пород.

Из таблицы видно, что расход воды, несмотря на принятые меры предосторожности, все же оказывается значительным (750 *л*) и превышает требуемый по заданию (540 *л*). Этот перерасход в большей или меньшей степени наблюдается при обработке всяких разновидностей окрашенных земель, падая целиком на последнюю фракцию, в виду трудности улавливания частиц при отделении их от песка и других тяжелых примесей.

И. К. Лузин.

Разработка и применение первичного каолина в фарфоровом производстве без предварительного отмучивания.

Среди сырых материалов, применяемых в фарфоровом производстве, хороший каолин нужно считать материалом первостепенной важности, без которого немыслимо изготовить хорошего фарфора. В фарфоровом деле, при изготовлении массы, высокая огнеупорность каолина особенной роли не играет, здесь важны лишь жирность, пластичность и особенно выявление белого цвета после обжига при температуре, примерно 1350°. Для изготовления капсулей сосудов, в которых обжигаются фарфоровые изделия, а также огнеупорного кирпича, столь нужного в фарфоровом производстве, огнеупорность каолина имеет большое значение.

В природе каолины довольно разнообразны как по химическому составу, так и физическим свойствам. Типовые из них первичные, как продукт каолинизации пород преимущественно гранитового типа, и также вторичные отложные, намытые материковыми водами из первичных каолинов. Такими каолинами изобилует, главным образом, наш юг, особенно Екатеринославская губ. [1]).

На Урале залежи каолинов находятся больше всего в Чебаркульско-Челябинском районе; каолины эти стоят особняком от типовых южных каолинов по своим, главным образом, физическим свойствам. Очевидно для них были иные материнские породы, чем для южных каолинов. Кокчетавских каолинов из Акмолинской области мы почти не знаем и нужно, притом, сказать, что все наши каолины мало еще у нас разведаны и очень мало изучены на предмет применения в той или иной отрасли нашей промышленности [2]).

Отложные каолины, в лучших своих сортах, могут применяться в фарфоровом производстве без всяких предварительных обработок, ибо обогащение их сделано самой природой. Не так дело обстоит с первичными каолинами, в которых находится кварц, в виде зерен и песка, от 30 до 70%, иногда в довольно чистом виде. Такие

[1]) Каолины эти описаны в журн. „Минеральное Сырье", проф. В. И. Лучицким, №№1, 5 и 7/8 за 1926 г.

[2]) Образцы уральских и кокчетовских каолинов как сырые, так и обожженные имеются в Екатеринбургском и Челябинском музеях. Некоторые образцы их были переданы автором в Институт Силикатов.

каолины для фарфорового производства приходится освобождать от кварцевых включений отмучиванием, каковой процесс значительно удорожает каолин. Кварцевый гравий на каолиновых заводах почти всегда идет в отвал.

Фарфоровые заводы, получая для массы отмученный каолин, освобожденный от кварца, — в то же время выписывали кварц, которого вводилось в массу до 30 иногда процентов.

В некоторых, однако, каолинах кварцевый гравий настолько чист, что он вполне может заменить кварц, как, например, в каолине Белой Балки Южно-Волновахского района Продасиликата, где разведками в настоящее время установлено наличие хорошего каолина до 13 миллионов тонн [1]). Этот каолин, кроме того, богат глинистым веществом; наличие таковых данных и навело на мысль провести с каолином ряд опытов по изготовлению из него фарфора без всякого отмучивания.

Опытные работы дали нам удовлетворительные результаты; с таковыми данными мы и намереным ознакомить заинтересованных лиц.

Прежде всего, из каолина были отмыты крупные зерна темно-фиолетового кварца. Эти зерна после обжига в фарфоровом горну при температуре около 1350° С стали очень белыми — чистыми; железистых налетов и точек на них нигде не видно. Затем каолин-сырец, высушенный, был тонко измолот в фарфоровой ступке и также был обожжен в фарфоровом горну при температуре обжига фарфора. Материал после того получился белый — чистый, спеченный. Вслед затем была обработана новая партия каолина-сырца до тонкости фарфоровой массы. В такую обработанную муку, не лишенную пластичности, были затем добавлены и другие материалы, как Глуховская глина, полевой шпат и незначительное количество отложного каолина, для уравнения в общей массе глинистого вещества. В общем получилась как бы типовая фарфоровая масса такой, примерно, рецептуры:

	в проц.
Глинистого вещества	до 50
Кварца	„ 30
Полевого шпата	„ 20
	100

После смешения и переработки таких материалов, фарфоровая масса была послана на один фарфоровый завод для отформования из нее небольших плиток, которые затем были обожжены. После обжига плитки дали черепок, вполне нормальный для фарфора, — белого цвета, с хорошо разлившейся глазурью.

В то время назревала идея организации на Белой Балке завода для отмучивания каолина, а почему мы и сообщили о своих опытных работах и результатах Заготовительной Конторе Продасиликата, которая, найдя идею обработки каолина интересной, предложила Керамическому Институту провести в этом направлении ряд работ на возможность применения каолина-сырца Белой Балки в фарфоровую массу без отмучивания.

Институт провел работу над двумя разновидностями каолина — белым и желтым. Оба сорта оказались вполне пригодными для показанной нами цели. Желтый каолин после обжига при температуре около 1383° С делается белым.

---

[1]) Каолин. месторожд. Белой Балки, находится в 10 *км*, от ст. Волновахи, Екатер. губ., при селе Дорогобитом. Разведка произведена проф. В. И. Лучицким. См. журнал „Минеральное Сырье", № 1 за 1927 г.

Помещаем здесь некоторые данные из работ Керамического Института над каолином Белой Балки. Механический анализ по методу Сабанина дал следующие результаты:

	Белый в проц.	Желтый в проц.
Частиц до 0,25 *мм*	26,93	24,44
„ от 0,25 „ 0,05 „	8,68	0,35
„ „ 0,05 „ 0,01 „	4,72	3,40
„ „ 0,01 „	59,67	71,81

Из этих данных видно, что содержание глинистых веществ в каолинах колеблется от 60 до 75%. Такое высокое содержание в каолине глинистого вещества при наличии, притом, больших запасов, делает месторождение Белой Балки особенно ценным.

Количественный анализ каолина-сырца указывает на малое содержание в нем железа, и он, по своему химическому составу, близко подходит к типовым фарфорам, а почему при изготовлении из него фарфоровой массы легко делать дополнения и поправки тем или иным материалом.

	Белый каолин	Желтый каолин
	в процентах	
SiO_2	68,32	59,93
Al_2O_3	21,37	28,34
Fe_2O_3	0,05	0,25
TiO_2	0,46	0,79
CaO	1,58	1,15
MgO	следы	следы
K_2O	0,38	0,9
Na_2O	0,32	0,12
SO_3	0,11	не найден
Потеря при прокаливании	7,61	9,70
	100,20	100,39
Гигроскопической влаги при 110° С	0,74%	1,91%.

Керамический Институт, проведя, кроме анализов, ряд керамических испытаний с каолином, дал заключение, что из каолина-сырца Белой Балки вполне возможно, без отмучивания, изготовлять высокосортный фарфор. Но в то же время Институт оговаривается, что фабрики едва ли согласятся у себя проводить обработку каолина и предпочтут отмученный каолин. С этим можно вполне согласиться, если фабрикам давать каолин-сырец без всякой обработки, но на месте залежи каолина условия настолько благоприятны, что фабрикам можно изготовлять не только глинистокварцевую муку с определенной всегда аналитической паспортизацией но и изготовлять даже хорошего качества фарфоровую массу, ибо близ стан. Волновахи есть полевые шпаты, а близко к Волновахе находится и Часов Яр, с его хорошей жирной глиной, которую теперь начали применять на фарфоровых заводах, вместо дорогой и уже выработанной Глуховки. Вполне, притом, возможно тут изготовлять также и фаянсовую массу и, таким образом, фабрики могут получать стандартные однородные массы, что в настоящее время очень важно. Кроме того, это значительно облегчает работу на фабриках; притом обработанная на месте масса будет стоить, полагаем, дешевле, чем на фабриках. Готовая масса даст возможность развить в Республике кустарное посудное дело.

Сделаем хотя грубые подсчеты одних лишь материалов без всякой обработки и фрахта до фабрик.

На 100 пуд. фарфоровой массы стоимость материалов, применяемых теперь.

			р.	к.
Каолина отмуч. до	35 пуд.	по коп.	40	=14.—
Жирной глины (лучш. с.) до	15 „	„ „	40	= 6.—
Кварца мурман. до	30 „	„ „	25	= 7.50
Шпата до	20 „	„ „	50	=10.—
Черепок, применяемый фабрики мы исключаем, ибо он понижает качество фарфора.				37.50

Стоимость материалов с первичным каолином.

			р.	к.
Каолина сырца	60 пуд.	по коп.	10	= 6.—
Глины Часов-Ярской	15 „	„ „	40	= 6.—
Кварц отпадает.				
Шпат местный	20 „	„ „	40	= 8.—
Каолина отлож.	5 „	„ „	20	= 1.—
				21 р.

Сравнивая эти цифровые данные, видно, что по материалам получается значительная разница, а потому над идеей применения в фарфоровом производстве каолина-сырца без отмучивания стоит поработать. К сожалению наши фарфоровые заводы слишком тяжелы и у них не выработалось еще гибкости для идейных работ. Нет еще у нас и опытного научного фарфорового завода, на котором можно было проводить такие работы не лабораторно, но в заводском масштабе и тем вносить новые идеи в наше фарфоровое дело. На надобность такого завода мы и указывали в своей статье „Наше фарфоровое дело и его ближайшие задачи“, помещенной в журнале „Керамика и стекло“ №№ 6—7, за июнь — июль 1926 г. [1]).

Инж. Б. Карачунский.

О хромомагнезитовом кирпиче для футеровки.

В августе текущего года, в Сатке, на заводе „Магнезит“ был произведен весьма интересный, для цементной промышленности, опыт. В две, рядом расположенные, камеры „Мендгеймовской“ печи было посажено по 2 хромо-магнезитовых кирпича в каждую и сверху них положены лепешки из новороссийского портланд-цемента. Цемент был взят чистый (без песка) и затворен с 27% (по весу) воды.

Анализ и способ приготовления хромо-магнезитового кирпича приведены мною в брошюре „Магнезит, его добыча, переработка и применение“ (Промиздат, 1926 г.).

Одна камера стояла „на газу“ 12 часов и обжигалась до температуры, примерно, 1750° С (германский конус Зегера, № 34).

Другая камера стояла „на газу“ 14 часов и обжигалась до температуры примерно 1700° С (среднее арифметическое между германскими конусами № 31 и № 32).

---

[1]) Каолиновое месторождение Белой Балки представляет для Республики большую ценность в связи с близостью Мариупольского порта, а также и Донбасса с его богатыми запасами угля. Здесь, кроме обработки каолина, вполне возможно организовать крупный фарфоровый завод не только для своих нужд, но и для экспорта изделий в Турцию и на Балканский полуостров, куда в довоенное время экспортировал товар М. Кузнецов.

После обжига, по внешнему виду, образцы остались без изменения, т.-е. форма их сохранилась. Но при рассмотрении образцов оказалось, что по площади соприкосновения цементные лепешки и хромомагнезитовые кирпичи дали некоторую, правда, весьма незначительную реакцию, о чем свидетельствуют: 1) Растворение поверхности хромомагнезитового кирпича, под цементной лепешкой, на глубину 2—3 *мм* в образцах первой камеры и на глубину 1 — 2 *мм* в образцах второй камеры. (Очевидно, при достаточно высокой температуре, окиси хрома Cr_2O_3 были растворены силикатами). 2) Позеленение цементных лепешек, по площади соприкосновения, на толщину 2—3 *мм* в первой камере и на толщину 1 — 2 *мм* во второй камере. (Возможно, что позеленение произведено щелочами цемента, втянутыми внутрь массы лепешек).

Итак, реакция тем больше, чем выше температура, но реакция не зависит от продолжительности нагрева. Далее, тот факт, что реакция, выражаясь грубо, в полтора раза более при температуре 1750° С, чем при 1700° С, позволяет сделать вывод, что реакция между хромомагнезитовым кирпичом и портланд-цементом может иметь место только при температурах, начиная от 1600° С и выше.

Отсюда прямой вывод, что изготовляемый Саткинским заводом хромомагнезитовый кирпич вполне может заменить собой ввозимый в настоящее время из-за границы дорого-стоящий огнеупорный материал для футеровки цемент-обжигающих печей, ибо при температурах обжига портланд-цемента (менее 1500° С) опасаться реакции, разъедающей хромомагнезитовый кирпич, не приходится.

Описанный опыт производился не специально, а только попутно и не в ущерб основному производству обжигу магнезитового кирпича. Так что, к сожалению, не представилось возможным точно выявить ту температуру, при которой реакция разъедания хромомагнезитового кирпича минимальна. Дело специалистов цементного производства— развить и продолжить опыт, осуществить его в более широком масштабе.

Должно отметить, что хромомагнезитовый кирпич индиферентен к изменениям температуры, а это весьма ценно в смысле прочности футеровки, в частности, при повторных остановках и пусках печи.

Сырье для приготовления хромомагнезитового кирпича (кристаллический магнезит и хромистый железняк) у нас имеется в достаточном количестве. Так что в этом отношении налицо весьма широкие возможности.

Цена на хромомагнезитовый кирпич, даже сейчас когда он выделывается заводом „Магнезит“ в сравнительно небольшом количестве и, главным образом, для собственных нужд (и только изредка по особым заказам) вполне приемлема, а именно, 98 руб. за тонну нормального и 110 руб. за тонну фасонного.

Все приведенные факты говорят за то, что на данный вопрос должно быть обращено самое серьезное внимание.

21 октября 1926 г.

Проф. В. И. Лучицкий.

Ближайшие перспективы каолиновой промышленности СССР.

В истории развития каолиновой промышленности СССР можно различать три периода. Первый период, период восстановления каолиновой промышленности, охватывает время с 1921 по 1925 год. Это было время, когда постепенно иссякали запасы каолина, остававшиеся на каолиновых заводах и на месторождениях, добытые до начала революции. Необходимость заранее пополнить запасы каолина заставила три учреждения принять меры к восстановлению добычи этого необходимого, в первую очередь, для керамической и писчебумажной промышленностей минерального сырья. Продасиликат восстановил в 1923 г. для нужд керамической промышленности каолиновый завод б. Адельгейма, Киевской губ., и в 1924 году предпринял меры к восстановлению добычи вторичного каолина в Глуховском и Волновахском районах; для нужд той же промышленности, Донбассиликат приступил в 1923 г. к восстановлению добычи вторичного каолина в том же Волновахском районе и пустил в ход небольшой каолиновый завод б. Ауэ у ст. Просяной с 1922 г. Югзаппромразведка поставила своей задачей выявить те месторождения первичных и вторичных каолинов, которые могли бы быть использованы в ближайшее же время с целью получения как вторичного, так и первичного каолина в достаточном количестве для покрытия потребностей в них страны. С помощью Киевского Губсовнархоза Югозаппромразведкой были восстановлены два полуразрушенных каолиновых завода в Киевской губернии — именно в Лозовиках и в Райках; кроме того, поставлена была пробная добыча вторичного каолина в Новоселице, Киевской губ., и частично проведена в Паланке Подольской губ. Каолин с этих двух заводов и месторождений вторичных каолинов был использован главным образом для нужд писчебумажной промышленности (Центробумтрест, Полесский Бумтрест и др.); после слияния ЮЗПР с Укргеолкомом, эти работы перешли в ведение временно Укргеолкома, а затем в 1924 г. всецело в ведение Укркаолинкомбината. Этими всеми работами указанных организаций была временно обеспечена каолином вплоть до 1925 г. потребность различных отраслей промышленности.

В 1924 году добыча каолина достигла размеров, которые могут быть определены такими числами:

	1924/5 г.	1913 г.
Глуховецкий завод	16.000 тонн	12.500 тонн
Лозовиковский завод	5.250 „	4.500 „
Райковский завод	5.650 „	3.150 „
Всего отмученного каолина	26.900 тонн	20.150 тонн
Волновахский район	17.000 „	
Киевский район	6.000 „	
Глуховский район	1.500 „	
Всего вторичного каолина .	24.000 тонн.	

Кроме того, некоторое количество отмученного каолина было добыто в 1924/5 году Укрсиликаттрестом около Просяной (1000 тонн) и Укрфарфорфаянсстеклотрестом на Волыни (150 тонн).

Всего, следовательно, ко второй половине 1925 г. было добыто отмученного каолина 28050 тонн, вторичного — 24500 тонн [1].

[1]) По подсчетам Б. С. Лысина („Керамика и стекло", 1926 г., № 11, стр. 518) добыто было в 1924/5 г. отмученного каолина 28750 тонн, вторичного — 25900 тонн.

С начала 1925 г. начинается сильное повышение спроса на каолин. В связи с этим начинается второй, очень кратковременный период — период усиленной добычи и перепроизводства каолина, длившийся с 1925 г. по конец весны 1926 г.; благодаря значительно усилившемуся спросу со стороны потребителей, увеличиваются производственные программы ряда хозорганов (Продасиликата, Укрсиликаттреста, Центробумтреста, Укркаолинкомбината и других более мелких производственников каолина). Идет значительное усиление разведочных работ этих учреждений в области промышленных месторождений каолина как первичных, так и вторичных. Одновременно Продасиликат расширяет почти вдвое Глуховецкий завод, а Центробумтрест строит в Турбове, Киевской губ., новый завод с производительностью до 17000 тонн в год. Производственная программа Укркаолинкомбината в отношении отмученного каолина достигает 21700 тонн, вторичного — 21000 тонн, Укрсиликаттреста в отношении вторичного каолина 15000 тонн Быстро растут производственные программы Продасиликата; количество Волновахского каолина, необходимого только для Продасиликата, определена была в 1925 г. (на 1925/6 г.) в размере 3580 тонн, в ноябре 1925 г. она изменена была до 36500 тонн, в начале 1926 г. — до 73000 тонн. Продасиликатом ведутся усиленные разведки в области вторичных каолинов на всем левобережье юга Украины, в области первичных каолинов для проектируемых новых мощных каолиновых заводов в районе Глуховцев, Киевской губ., и Белой Балки около Волновахи, в Мариупольском уезде. Эти программы, частью вряд ли имевшие возможность быть выполненными, привели к значительному возрастанию действительной добычи каолина. Такие хозорганы, как Продасиликат и Укрсиликаттрест, добывают только в Волновахском районе к началу лета 1926 г. до 50000 тонн каолина. Усиливается производительность Глуховецкого каолинового завода до 20000 *т.* г. и, благодаря этому, к лету 1926 г. получается выработка отмученного каолина до 15000 тонн; увеличивается добываемое количество отмученного каолина также работой нового завода Центробумтреста; продолжают вести свою добычу, в общем, в прежнем размере Укркаолинкомбинат и другие хозорганы.

В совокупности намеченная добыча на 1925/6 г. достигала по отмученным каолинам 567000 тонн, по вторичным—76000 тонн, всего 132700 тонн, т.-е., как мы видим, превзошла добычу за 1924/5 год более, чем в два раза.

Такое разрастание производственных программ получилось в результате опроса потребности на каолин ряда потребителей на ближайшие годы, в частности, на 1925/6 год.

Н. И. Добринский в своей статье о пятилетних гипотезах по каолиновым предприятиям Продасиликата [1]) дает такую сводную таблицу производства и потребности в каолине всего СССР (в тоннах):

	1925/6 г.	1926/7 г.	1927/8 г.	1928/9 г.	1929/30 г.
Может быть произведено	108.500	126.500	176.500	199.500	260.500
Требуется	93.000	106.000	141.000	170.000	200.000
Избыток	15.000	20.000	35.500	29.500	60.000

Потребность в каолине по различным видам промышленности определяется им же в следующих размерах:

I. Отмученный каолин:

1)	Для фарфорово-фаянсовой промышленности	20.000 тонн
2)	„ писчебумажной „	25.000 „
3)	„ прочих видов „	7.000 „
	Всего . . .	52.000 тонн

[1]) „Керамика и стекло" 1926 г., № 11, стр. 526.

II. Вторичный каолин:

1) Для фарфорово-фаянсовой промышленности	16.000	тонн
2) „ писчебумажной „	17.000	„
3) „ прочих видов „	8.000	„
Всего	41.000	тонн

Всего, следовательно, согласно этому подсчету, основанному на сведениях, переданных Продасиликату потребителями каолина, потребность в каолине достигает размера 93.000 тонн, при производственных программах производителей до 133.000 тонн.

Несмотря на то, что программы производителей не могли быть выполнены некоторыми из них (так, Укркаолинкомбинат фактически не мог, благодаря слабой оборудованности заводов, дать свыше 11000 тонн отмученного каолина, а к весне он мог выработать значительно меньше 50% этой добычи, вряд ли могли быть расширены значительно разработки на вторичных месторождениях каолина, имевшихся в распоряжении Укркаолинкомбината), все же по всем признакам потребность в каолине была покрыта полностью добытым каолином; более того, оказалось, что производственные программы были настолько преувеличены потребителями и одновременно, в связи с этим, и производителями, что вместо имевшего в 1925 году превышения спроса над предложением каолина, в СССР к концу весны 1926 г., совершенно неожиданно для хозорганов, производящих каолин, наступил резкий кризис, связанный со внезапно выявившимся перепроизводством каолина

С этого момента, с конца весны 1926 г. наступает третий период — период ликвидации перепроизводства каолина как отмученного, так и вторичного.

С весны 1926 г. Укрсиликаттрест внезапно прекращает добычу вторичных каолинов на разработках в Волновахском районе, ограничивая добычу узкими потребностями своего Владимирского керамического завода. Продасиликат в самом начале июня быстро сворачивает и частью обрывает свои разведочные работы и сильно сокращает эксплоатационные работы в области вторичных каолинов, а к концу лета совершенно закрывает все разработки вторичного каолина Волновахского района; продолжает функционировать только Глуховецкий каолиновый завод, который к концу 1926 г. временно приостанавливается, в виду крупных остатков отмученного каолина на заводе. Центробумтрест также сворачивает свои разведочные работы и прекращает подготовленную добычу вторичного каолина в Магедове, около Полог. Продолжали функционировать каолиновые заводы в Лозовиках, Райках и Турбове, которые к концу 1926 г. временно приостанавливаются.

Таким образом, производственная программа Продасиликата в области Волновахских каолинов, достигавшая к началу 1926 г. размера 73000 тонн на год, падает до 2000 тонн в месяц в начале июня и до нуля в конце лета. Сведены до нуля производственные программы Укрсиликаттреста и Центробумтреста в отношении вторичных каолинов.

Эта катастрофа производственных программ, весьма характерная, на которую следует обратить особенно большое внимание, дала усиленный толчок к объединению каолиновой промышленности в одном органе всесоюзного характера. В настоящее время имеется постановление Президиума ВСНХ СССР относительно передачи всей каолиновой промышленности в ведение треста Минерального Сырья, который должен одновременно заменить ликвидируемый трест Русские Самоцветы.

Этот трест, при постановке работ в области правильного дальнейшего развития каолиновой промышленности, должен будет, прежде всего, учесть опыт прежних трех периодов в жизни каолиновой промышленности СССР и, приняв дело, повести его по пути экономической выгодности предприятий, учитывая характер каждого месторождения и имеющихся разработок и каолино-

вых заводов, вырабатывая методы наиболее рационального использования месторождений и организации заводского производства, особенно осторожно подходя к производственным программам потребителей и принимая меры к устранению с их стороны тех скачков в спросе, которые имеют место в настоящее время.

Следует при этом иметь в виду, что в ряде отношений Трест Минерального Сырья принимает каолиновую промышленность в очень благоприятных условиях.

Эти благоприятные условия заключаются в следующем. За время с 1922 г. в деле изучения и производства каолинов достигнуты крупные успехи. Разведано большое число каолиновых месторождений, выявлены качества и запасы, условия добычи ряда месторождений Украины. Большие успехи в отношении расширения Глуховецкого завода и удешевления себестоимости провел в жизнь Продасиликат, который в настоящее время усовершенствует каолиновое производство на Глуховецком заводе, вводя на нем применение нового метода инженера Слепцова, значительно удешевляющего производство отмученного каолина и доводящаго стоимость его вместо существующей в настоящее время около 20 р. тонн до 12 р. тонна, а возможно и ниже. (Метод сгущенных пульп, значительно сокращающий площадь заводов и быстроту обогащения каолина без применения отстойных баков). Разведан ряд месторождений первичных каолинов,—Глуховцев, Белой Балки, Турбова и др., также и вторичных месторождений; в отношении последних выявлены места, где окажется возможным ставить открытые работы вместо, до сих пор, применявшихся подземных, ведшихся в значительной степени хищническим путем; подземные работы значительно удорожали стоимость сырья—доводя ее до 9 р.—15 р. за вторичный каолин франко-вагон: такими подготовленными местами являются, в первую очередь, месторождения в районе х. Янцена с запасом каолина, выявленного пока до 350000 тонн с выдающимися качествами, в 6 *км* от ст. Пологи, (разведано Продасиликатом) и месторождение в 4 *км* от ст. Магедово с запасом также высокого качества каолина до 600000 тонн (разведано Центробумтрестом). Стоимость каолина х. Янцен франко-карьер определяется от 3 р. тонна, очищенного до 5 р. тонна. Разработан Продасиликатом проект совершенно нового каолинового завода № 2 на разведанном им месторождении первичного каолина в $1^1/_2$ *км* от существующего каолинового завода в Глуховцах, с производительностью до 50000 *т.*/г. Разработан проект и сметы постройки такого же завода в 80 *км* от Мариуполя на Белой Балке с производительностью до 55000 *т.* г. который будет связан широкой колеей со ст. Волновахой.

Однако, имеются и баласты, частью довольно крупные, которые несомненно будут в начале работы мешать рационализации дела. Таковы производственные программы, которые должны быть в корне пересмотрены не только трестом, как производителем, но и всеми потребителями; неясность рынка может привести к новым катастрофам в каолиновом деле; с другой стороны крупным баластом является высокая себестоимость в ряде случаев добываемого как первичного, отмученного, так и вторичного каолина и в связи с этим стоят затруднения на пути рационализации постановки, добычи и развития производства.

Опыт 1926 г. показал, что существующие производственные программы совершенно не соответствуют действительным потребностям страны в каолине. И действительно, добыча каолина уже в первой половине 1926 г. значительно превзошла спрос на него. В связи с этим Продасиликатом и было вынесено решение о закрытии всех, кроме Глуховских, разработок вторичного каолина и не предполагалось восстановлять их и в 1927 г. Это решение было вызвано тем, что с 1927 года мог бы начать функционировать новый мощный каолиновый завод № 2 в Глуховцах с производством до 50000 *т.*/г. высококачественного отмученного каолина по дешевой цене, дающей возможность, казалось,

конкурировать со вторичным каолином. Одновременно должен функционировать и завод № 1.

Рассмотрим ближе сущность этих производственных программ на вторую половину 1926—27 года и на 1927—28, не уходя пока далее, так как не все факторы в этом деле возможно учесть в данный момент.

Существующие каолиновые заводы покрывают потребности в отмученном каолине следующих размеров—в столбце I приведены цифры Н. И. Добринского, в столбце II мои, основанные на несколько иной оценке возможной производительности каолиновых заводов (в тоннах):

	1926—27 г.		1927—28 г.	
	I	II	I	II
Продасиликат	36.000	20.000	79.000	20.000
Центробумтрест	13.000	13.000	17.000	17.000
Укркаолинкомб.	15.000	11.000	15.000	11.000
Остальные	1.500	200	1.500	200
В общем	65.500	44.200	112.500	48.200

Эти цифры фактически окажутся для 1926—27 г. еще меньше, благодаря временному перерыву в работах заводов в Турбове и Глуховцах, упомянутому выше.

Разница в цифрах связана с тем, что новый завод № 2 Продасиликата вряд ли сможет выпустить в 1926—28 г. то количество каолина, на которое рассчитывает Продасиликат, так как не начнет работу даже в конце 1927—28 г; нет основания думать, что каолиновые заводы в Райках и Лозовиках смогут увеличить свою производительность.

Есть основание думать, что вообще к концу 1928 года завод № 2 построен не будет. Тогда общее производство отмученного каолина составит при усиленной работе сравнительно с 1925—26 г. завода в Турбове к концу 1926—27 года всего 44.200 тонн.

Если принять во внимание выявленную самим же Продасиликатом потребность в каолине СССР на 1926—27 год, равную 106000 тонн, низкое качество и дороговизну вторичного каолина из Киевской и Подольской г.г. (себестоимость каолина Паланки в Подолии достигает 21 р. 60 к.), то, даже считая сильно преувеличенной приведенную потребность, надо думать, что отмученных каолинов не хватит и, следовательно, придется иметь в виду еще и каолины вторичных месторождений.

Еще резче подтверждается моя точка зрения, когда мы подходим к рассмотрению того же вопроса с экономической точки зрения.

В 1926/7 (во второй половине года) Глуховцы будут давать отмученный каолин по цене около 12 руб. тонна или даже ниже, в случае благоприятного исхода применения метода Слепцова. В ином случае себестоимость каолина будет около 20 руб. Месторождения разведаны и обеспечивают завод на 30 лет по крайней мере.

Стоимость отмученного каолина на заводе в Турбове будет тоже в тех же размерах, без переустройства его по методу Слепцова, около 24 р. тонна. Затруднение встретится в малой разведанности месторождения, с запасом лишь на 7 лет.

Совершенно иные числа получаются для заводов в Лозовиках и Райках с их общей производительностью около 11000 *т.*/г. Месторождение в Лозовиках мало обследовано: качество первичного каолина там настолько, в местах добычи его, низкое, что производство из него отмученного каолина обходится особенно дорого. Увеличивает себестоимость каолина и низкое состояние оборудования его. Можно считать, что себестоимость каолина этого завода вряд ли меньше 40 р. *т.*, скорее приближается к 50 р. *т.* Таким образом, этот

завод, сыгравши большую роль в первый период, снабдив нуждающуюся в каолине, главным образом, писчебумажную промышленность, в настоящее время потерял свое значение и, являясь крупноубыточным, должен быть закрыт совершенно. Нет смысла его переоборудовать.

Каолиновый завод в Райках находится в лучшем положении. Месторождение, судя по данным разведок, мощное, первичный каолин однородного качества с большими запасами его. Этот завод был заново перестроен Укргеолкомом и достроен Укркаолинкомбинатом. Однако, не смотря на это, себестоимость в связи с постановкой производства является также убыточной. Она вряд ли менее 28 р. тонна. Наиболее правильным было бы его временно приостановить, переоборудовав его, если только расчеты дадут благоприятные результаты. Каолин этого завода особенно ценен для писчебумажной промышленности, отличаясь особенно большой белизной.

При указанных неблагоприятных экономических условиях Лозовиковского и Райковского заводов надо считать, что они должны выпасть из производства в ближайшее же время и во всяком случае на время конца 1926/7 года и тем более на последующее время.

Поэтому следует считать, что общее количество отмученного каолина в 1926/7 году будет менее 33200 тонн, а в 1927/8 году вне сомнения будет менее 38.000 тонн при самом сильном напряжении производительности двух каолиновых заводов (Глуховцах и Турбове). Остальные заводы должны быть ликвидированы.

При этих условиях в течение второй половины 1927 г. возможно, что и раньше, потребность в каолине не сможет быть удовлетворена отмученным каолином и, следовательно, окажется безусловно необходимым использовать месторождения вторичного каолина, иначе снова наступит резкий каолиновый голод.

Все говорят в пользу того, что иного выхода не может быть, как только использование месторождений вторичного каолина. Вопрос в том, какие из них должны быть поставлены в первую очередь, как подсобные для каолиновой промышленности и пополняющие нехватку в отмученном каолине; одновременно эксплоатация вторичных каолинов будет требоваться и экономическими условиями — значительной дешевизной вторичного каолина при условии разработки месторождений с неглубоким залеганием его.

Как мы видели раньше, такими месторождениями могут быть только два— расположенные в Пологском районе, где имеются упомянутые выше месторождения у ст. Пологи (х. Янцен) и у ст. Магедово. Эти месторождения, открытые работы на которых могут быть легко расширены и сокращены, могут при своей гибкости легко обеспечивать в нужные моменты потребности рынка, в особенности благодаря низкой себестоимости каолина. Они, однако, должны быть подготовлены с весны.

Что касается других месторождений, то возможно развитие добычи каолина в районе Новоселицы, хотя вряд ли каолин оттуда будет особенно дешевый и сможет конкурировать, несмотря на свои высокие качества, с каолинами Пологских месторождений.

Совершенно ясно, что до окончания выработки метода разработки и эксплоатации, и до обследования их должны быть прекращены эксплоатационные работы в районе месторождений с глубоко залегающими каолинами высокой ценности — именно в районе Константиновки, Ольгинского, Владимировки, Ивановского, Преображенки, Гайчула, Вертиевой Балки, также и Паланки с его дорогостоющим каолином (см. выше); эксплоатация всех этих как и других, близко к ним стоящих месторождений с высокосортными каолинами, должна бы быть совершенно прекращена, так как хищническая разработка — а иначе она пока и не может быть — будет губить ценный продукт при наличии месторождений такого же каолина, которые уже подготовлены к эксплоатации благодаря уже законченным разведочным работам и выработанным методам

добычи, дающим возможность выбрать весь запас каолина данного месторождения.

Из всего того, что сказано выше, вытекает, что на ближайшие $1^1/_2$ года выявляются следующие перспективы в области месторождений первичных и вторичных каолинов, заключающиеся в необходимости:

1. Принять все меры к переустройству по методу инженера Слепцова каолиновые заводы в Глуховцах и в Турбове, если метод окажется удовлетворительным в заводском масштабе.

2. Закрыть каолиновый завод в Лозовиках и ликвидировать его полностью, как крупноубыточный.

3. Временно приостановить каолиновый завод в Райках, как убыточный, и выявить возможность его переоборудования.

4. Подготовить эксплоатационные работы в районе месторождений вторичного каолина х. Янцена и около ст. Магедово с целью получения высокосортных и одновременно дешево стоющих отборных вторичных каолинов.

5. Выявить возможность эксплоатации каолинового месторождения в районе Новоселовки, Киевской г.

6. Прекратить эксплоатационные работы на всех месторождениях вторичного каолина, имеющих промышленную ценность впредь до окончания их исследования и выработки рациональных методов их эксплоатации.

В первую очередь должны быть запрещены эксплоатационные работы в районе месторождений, перечисленных выше.

7. Разработать совместно с теми научными учреждениями, которые имеют отношение к каолиновому вопросу, производственные программы различных видов промышленностей, потребляющих каолин.

8. Выработать определенные договора, обеспечивающие как потребителя, так и производителя каолина, с твердыми условиями в них. При отсутствии конкуренции и при рациональной постановке дела в самом тресте, это последнее обязательно должно быть проведено в жизнь.

Только-что приведенные соображения дают нам возможность говорить о регулировании каолиновой промышленности только на ближайшие $1^1/_2$ года.

Надо, однако, иметь в виду, что к исследованию месторождений каолина мы только недавно подошли вплотную, и многое еще остается нам не вполне ясным для суждения о перспективах в дальнейшем. Поставить дело каолиновой промышленности на твердую почву возможно только тогда, когда каждое месторождение и каждый район с месторождениями каолина нам будет хорошо известен в отношении условий залегания каолина, его качеств в каждом отдельном месторождении, распределения каолина в нем по сортам и т. д. — это относится к месторождениям как первичного, так и вторичного каолина. Это обследование — геологическое (включая разведки), минералогическое, химическое, керамическое — должно быть проведено систематически, и только тогда можно будет говорить о возможности получения строго маркированного каолина. В настоящее время мы только частично подходим к разрешению этого вопроса. От разрешения вопроса маркировки зависит и удешевление продукции в связи с определенным распределением по видам промышленности каолинов как различных месторождений, так и различных участков одного и того же месторождения чего в настоящий момент совершенно нет.

О том, что следовало бы сделать в этом отношении, будет сказано в отдельной статье, как и о Глуховском каолине, незаменимом пока в керамическом производстве; запасы его истощаются, разработки прекращены; между тем, цена его чрезмерно вырастает; стоимость его в 1913 г. франко-Ленинград была 72 р. *т*, в 1926 г. в Москве, доходила до 214 р. *т*.

То, что говорилось, имело отношение почти исключительно к внутреннему рынку. Перейдем к вопросу о внешнем рынке.

До войны каолин в значительном количестве ввозился в пределы России главным образом из Англии, частью из Германии, частью из Бельгии и Австрии.

По данным Никифорова, ввоз заграничного каолина составлял в 1913 г. следующую сумму:

Центральная Россия	около	10.000 тонн
Польша	„	5.000 „
Финляндия	„	7.500 „
Латвия	„	5.000 „
		27.500 тонн

Общий ввоз в Россию составлял до 40000 тонн.

В том числе из Германии в 1912 г. было ввезено 9676 тонн (по Б. С. Лысину).

В настоящее время условия резко изменились. За последние годы создалась новая крупная каолиновая промышленность в СССР, переросшая довоенную в значительной степени, построены новые заводы, намечена постройка новых крупных размеров, переоборудуются старые; каолин при этих условиях попадает в совершенно новое для него положение — в условия, при которых он может изыскивать себе рынок также и за границей.

Конечно, при цене вторичного каолина в 9 р. тонна, более или менее, как это имело до сих пор, он сбыта за границу иметь не может, в связи с его малой однородностью. При более низкой цене, даже, если бы он и мог итти за границу, то во всяком случае пока месторождений с таким дешевым вторичным каолином у нас выявлено слишком мало (Магедово и х. Янцен).

Следовательно, можно иметь в виду пока только отмученный каолин.

Качество каолина Глуховецкого завода № 1 и Турбовского, его стоимость при его качестве слишком высоки для возможности вывоза его за границу.

Совершенно иначе обстоит дело с новым месторождением первичного каолина около Глуховецкого завода № 2 (намеченного к постройке). Этот каолин обладает высокими химическими и керамическими свойствами и не уступает лучшим сортам таких каолинов, как богемские или германские, при значительно меньшей стоимости.

При стоимости его равной 12 р. тонна и малой стоимости фрахта в Польшу (Глуховецкий завод находится на расстоянии 150 *км* от польской границы — ст. Шепетовки), он стоил бы в Польше значительно дешевле Богемского; в настоящее время стоимость Богемского каолина марки ЕД, тождественного с каолином Глуховецким, равна 48 р. тонна, Глуховецкого того же качества в данное время—24 р. тонна. Если принять во внимание, что прежний ввоз в бывшую русскую Польшу из за-границы был 5000 тонн, помимо привозившегося с Украины, приняв во внимание также Галицию с ее фарфорофаянсовыми заводами, можно рассчитывать на вывоз в Польшу не менее 10000 тонн каолина из Глуховецкого завода.

Громадной потребительницей каолина является Германия. По данным И. И. Гинзбурга (Энциклопедия русского экспорта 1925 г. Ч. III, стр. 292), в 1922 году Германия ввезла 189450 тонн каолина из Чехо-Словакии, 17295 тонн из Англии, 1924 году—140038 тонн из Чехо-Словакии. При разнице в стоимости Глуховецкого, даже в данное время, сравнительно с чехословакским, можно считать, что часть вывоза может быть обеспечена в район Германии через Польшу; размер ввоза трудно учесть, но во всяком случае, вряд ли он будет меньше 20000—25000 тонн ежегодно, с постепенным увеличением его.

Другие страны пока мало доступны для Глуховецкого каолина, в виду дальности сухопутного транспорта.

Что касается намеченного к постройке каолинового завода Белой Балки, то он находится в очень благоприятных условиях. Каолин отличается, при крупных запасах, выдающимися химическими и керамическими качествами, порт Мариуполь находится всего в 80 *км* от него, через этот порт он может поступать в различные потребляющие каолин страны, если только это будет экономически выгодно для этих стран.

К числу этих стран принадлежит прежде всего Италия, которая, судя по литературным данным, могла бы ввезти до 9000 тонн каолина из СССР, при цене его франко-порт Триест — 12 р. тонна стоимость каолина и 5 р. тонна фрахт, равной 17 р. тонна и выше.

Фрахт Мариуполь—Гамбург стоит около 12 р. и, следовательно, каолин Белой Балки мог бы стоить франко-Гамбург до 24 р. До войны франко-Штеттин английский каолин стоил 33—55 шил., т. е. 16—27 р. тонна. Возможно, что этим путем могло бы ввозиться в Германию некоторое количество каолина и из Белой Балки.

Громадным потребителем каолина является С.-А. С. Ш., которые в 1923 г. ввезли 311298 тонн каолина из Европы, главным образом из Англии. Цена английского каолина фоб — американский порт, стоит кусковой 15—20 д./*т* порошкообразный 45—50 д./*т*. Имея в виду стоимость фрахта Мариуполь—американский пор токоло 20 р. тонна, получаем стоимость каолина Белой Балки равную 32 р. тонна или 16 д./*т*, т. е. лишь немного выше самой низкой цены английского отмученного каолина в кусках.

Вполне возможно, что при сравнительно низкой стоимости каолина Белой Балки, он может получить доступ и на американский рынок.

Таким образом, можно считать, что завод Белой Балки сможет обслуживать вывоз каолина главным образом в Италию и С.-А. С. Ш., частично также в Германию, в количествах, которые будут достигать производительности завода.

Этот завод по всем признакам строить необходимо, так как он будет давать вывозное сырье и главным образом обслуживать внешний рынок, частью в случае вывоза части Глуховского каолина за границу, также и внутренний рынок.

Проф. П. А. Борисов.

Пегматитовые жилы Мурмана, как керамический сырьевой фонд.

Керамическая промышленность Союза последние годы опиралась на минеральное кварцевое и полевошпатовое сырье из Мурманских пегматитовых жил. Перебои в снабжении потребителя, в особенности полевым шпатом, и малая осведомленность в действительных и возможных ресурсах нашего Союза ставят под вопросом значение пегматитовых месторождений Сев. Карелии, как основного керамического сырьевого источника для фарфоровой промышленности. В вышедшей в настоящее время моей работе [1]), содержащей сводку наблюдений из поездок по жилоносным районам Сев. Карелии в 1924—25 г., была отмечена неустойчивость в определении промышленного значения Мурманских жильных месторождений; крайности оценок их разными иссле-

[1]) П. А. Борисов. К вопросу о пегматитовых жилах. З. Беломорья. Тр. Н. И. Инст. по изуч. Севера в. 33—НТО ВСНХ 1926 г.

дователями и промышленными организациями, по моему мнению, то чрезмерно преувеличенных (напр. по отношению известной Панфиловой вараки и др.), то, наоборот, необоснованно пессимистических, диктовались необычайно малой изученностью обширной территории всей зап. прибрежной полосы Белого моря от Сорок до Кандалакши. Сами горнопромышленные предприятия ограничивались добычей „товара" из имеющихся в их отводах 3—4 давно известных месторождений и мало целесообразным остолблением новых жильных выходов, по указаниям крестьян - заявителей, без планомерного обследования и разведки. Достаточно указать, что жильные штоки (Панфилова варака в Чернореченской губе и Олений о-в в Чупской губе) не имели даже простых рабочих съемок жил, не говоря уже о детальном изучении их, в процессе самой выработки.

В последние два года началось геологическое освещение жилоносных районов в ограниченных размерах и сделана первая попытка Карелмурсиликатом в сотрудничестве с Институтом по изучению Севера систематического обследования определенных площадей. Экспедиция Карелмурсиликата 1926 г. по изучению жильных месторождений на территории Керапского лесничества (Чупский и Чернореченский районы) прибавила к прежним моим наблюдениям достаточно фактического материала, что позволяет в главных чертах, до окончательной обработки полевых данных, наметить промышленные возможности края в отношении керамического сырья—кварца, в особенности полевого шпата, с необходимой, однако, оговоркой: излагаемые ниже выводы касаются преимущественно жилоносных площадей к не широкой (15—30 *км*) приморской части Сев. Карелии, к востоку от линии железной дороги, так как на запад от последней, территория почти не задета исследователями, но является естественным и геологически повторяющим продолжением приморской части.

I.

Северная Карелия в пределах от Сорок до Кандалакши и от западного побережья Белого моря до линии железной дороги насыщена пегматитовыми жилами.

Количество выходящих на дневную поверхность жил, видимых и обнажающихся после вскрыши мохового покрова,—поражающе громадно; скучиваются жильные выходы на небольшом участке иногда сотнями. Горная промышленность на Севере учитывает как промышленный объект в суровом по климату, мало населенном и трудно доступном крае, только жилы достаточной мощности и протяжения и близкие к путям сообщения водным и железнодорожным. Наименьшей мощностью при этих условиях промышленные жилы должны иметь не менее 8—10 метров при длине в несколько десятков метров. Громадное большинство жил, известных к настоящему времени, этим условиям, одновременно, не удовлетворяет и надолго выпадает из круга использования.

Однако, остающаяся часть месторождений еще настолько велика, что не может быть и речи о редкости нахождения в крае жил, достаточно мощных и большого простирания, удовлетворительных также и по транспортным условиям. Промышленная оценка жильных месторождений тогда упирается в качественный, с точки зрения „товарности": состав жилы, т.-е. во взаимное распределение полевого шпата и кварца в теле жилы и в величину отдельных индивидуумов и участков того и другого минерала.

Я держусь в этом отношении следующего положения: жилы Сев. Карелии, как правило, не обладают симметричным строением, т.-е.

главные минералы в них распределены обычно без определенного порядка, что затрудняет с достаточной точностью учесть запасы кварца и шпата в теле жилы, нельзя планомерно вести добычу того или другого минерала по забоям. Второй „товарный" вопрос—величина выделений чистых разностей обоих минералов для жил Сев. Карелии разрешается более удовлетворительно; даже средней мощности жилы в 8—10 *м* содержат обычно участки кускового пегматита, поддающегося отбору чистых минералов; мелкозернистые и структурные пегматиты редко выполняют целиком всю толщу жильного тела. Кусковой пегматит часто, однако, перемежается с участками мелкозернистого: полевой шпат в нем пронизан прожилками кварца, что обесценивает жилу, если целью стоит добыча чистого однородного шпата. В этом отношении только крупные жилы-штоки выдерживают требования рынка чистых разностей обоих минералов. А такие жилы-штоки пока в разведанных районах не часты.

Вредные примеси, главным образом пластины биотита, в промышленных жилах не рассеяны во всем теле жилы, а встречаются спородически, участками; хуже, если биотит мелок, тогда его листочки часто распределены равномерно во всем теле жилы и иногда совершенно обесценивают ее.

Наконец, к отрицательным свойствам жил относится постоянное и обильное, а иногда и преобладающее присутствие белых плагиоклазов, которые до сих пор не шли в фарфоровую массу, а бросались в отвал; жила с обилием плагиоклазов считалась убогой по товарному шпату, что не всегда оказывается рациональным.

Резюмируя общую характеристику пегматитовых жил Сев. Карелии, следует признать промышленное значение и в крупном масштабе неустойчивым при настоящем спросе потребителем кускового однородного полевого шпата—непременно калийного или калий-натриевого, т.-е. по окраске на Севере розового, желтого, синевато-серого, но не белого цвета; последний принадлежит почти исключительно к типу известково-натриевых, кислых плагиоклазов. При указанных природных условиях и рыночных требованиях карельские жилы в отношении шпата не дают большой уверенности (если не будут открыты новые крупные жилы, штоков, что возможно) в обеспечении керамической промышленности всего Союза чистым микроклиновым сырьем на длительный ряд лет. К сожалению, некоторые достаточно мощные жилы, заявленные промышленными организациями на Мурмане, остаются не разведаны до сих пор и при всей их видимой удовлетворительности не могут пока изменить оценку запасов чистого полевошпатового сырья Карелии.

Вопрос о кварце стоит неизмеримо лучше и по запасам в эксплоатируемых месторождениях вполне устойчив.

II.

Сможет ли Карелия при наличии изложенных условий дать рынку потребное количество в первую очередь шпата-микроклина? Потребность по Союзу на ближайшие годы определяется: в 500 вагонов на 1927 г. и, вероятно, до 800 вагонов в последующие годы.

Решение этого вопроса связано пока с работой двух центров полевошпатовой промышленности: Чупинского района и Панфиловой вараки в Чернореченской губе.

Панфилова варака уже отказывает в том количестве (150—200 вагонов в год) микроклина, очень высокого качества, которое давало в предыдущие годы. По моим наблюдениям и съемкам в 1925

и 1926 г.г. этого месторождения, жила-шток Панфиловой вараки стала в разряд кварцевых месторождений по преимуществу.

Ближайшие к ней месторождения, заявленные трестом „Русские Самоцветы", ни в какое сравнение с Панфиловой варакой стать не могут по малой своей мощности и по качеству жильного выполнения. В южных районах месторождения того же треста по новым разведкам, повидимому, исключаются из эксплоатации на ближайшие годы.

Активным пока остается Чупинский район Карелмурсиликата с его центром на о-ве Оленьем (Чупская губа). Запасы микроклина на последнем далеко не исчерпаны, при прежнем темпе добычи из главной жилы-штока с нетронутой еще частью жилы (не выявлена жила до конца) Олений о-в с соседними месторождениями по Чупской губе и др. районов дает удовлетворительный „товар" на несколько лет; если учесть новые месторождения Карелмурсиликата (по работам геологич. экспедиции 1926 г.), из которых 3—4 месторождения наводят на солидные запасы полевого шпата, то возможно, что Чупинский район сможет в бо́льшей степени эти несколько лет обслуживать рынок.

Предположив участие в работе по шпату других второстепенных месторождений, открытых и работающихся обоими горнопромышленными предприятиями, то Карельский Север 5—6 лет вероятно будет стоять в центре снабжения Союза керамическим сырьем. Перспективы за пределы этого срока, при постоянстве тех же природных, технических и экономических условий, объективно остаются совершенно неопределенными, если разведки новых месторождений не покажут больше, чем это дает видимая внешность этих новых жил.

Все сказанное касается более или менее известных, заведомо жилоносных районов. Совершенно в тени и полной неизвестности остаются территории на запад от линии железной дороги и отдельные участки к югу от ст. Керети, в прибрежной полосе. Сюда почти не заглядывали ни геолог-исследователь, ни промышленник-искатель. Какими ресурсами, в отношении керамического материала, обладают эти еще менее доступные районы — покажет дело будущего изучения Сев. Карелии.

III.

Раскрываются новые горизонты и совершенно иной облик приобретает проблема керамического сырья Сев. Карелии, если рынок под тем или иным воздействием откажется от своих привычек и традиций в технике производства и изменит требования на „товар". Я имею в виду вопрос о широком использовании в керамической промышленности белых плагиоклазов и природного пегматита, т.-е. той смеси шпата и кварца в жилах, которые не поддаются экономически выгодному отбору из нее чистых минералов.

Белые шпаты, по имеющимся у меня к настоящему времени аналитическим данным, относятся к Ca — Na — плагиоклазам по преимуществу (редки и не имеют массового распространения—белые микроклин-пертиты, под сомнением чистые альбиты). Известково-натриевые плагиоклазы до сих пор признавались, недостаточно обоснованно, негодными для фарфоровой массы и русский рынок их употреблял в очень ограниченных размерах, только для изготовления глазури и эмали.

Анализ белых плагиоклазов Сев. Карелии дает содержание в них:

CaO	. . . . .	2,11 до	6,07%
Na_2O	. . . .	10,17 „	7,10%
K_2O	. . . . .	0,81 „	1,09%

Может ли плагиоклаз одного из таких составов вводится в шихту при изготовлении фарфоровой массы. Керамический Институт взял на себя выяснение этого вопроса на материале, присланном мной из жил Сев. Карелии прошлым летом. По сообщению проф. С. М. Курбатова один образец белого плагиоклаза из Чупинского района (рудник Черная Салма) с содержанием CaO—3,06°, Na_2O—8,96°, K_2O—1,00 [1]) был опробован Керамическим Институтом и на основе этого плагиоклаза был получен хорошего качества фарфоровый черепок.

Если учесть, какое громадное количество белого плагиоклаза из жил Сев. Карелии шло в отвал или сбрасывалось прямо в море в приморских береговых месторождениях (напр., из той же Черной Салмы), если к этому прибавить, что на Севере многие жилы браковались, как содержащие по преимуществу белый шпат, то вопрос об оценке жильных месторождений шпата наряду с вопросом о возможных запасах в крае этого вида керамического сырья приобретает другое освещение; вместе с этим меняется и масштаб промышленных ресурсов Карелии в отношении шпата.

Более серьезное значение имеет вопрос об использовании пегматита, как керамического сырья.

Обеднение пегматитовых жил Норвегии и Сев. Америки крупным однородным шпатом—установленный факт, заставивший промышленность перейти в этих странах на природные смеси шпата с кварцем, т.-е. на пегматитовое сырье.

Не расточительством ли следует назвать то пренебрежение к прекрасным пегматитам (в промышленном значении этого термина) жильных месторождений Сев. Карелии, которое наблюдается неизменно по настоящее время. Куски высокосортного микроклина не используются только потому, что они на 10—15% пронизаны чистейшим кварцем, не говоря уже о таком пегматите, в котором оба чистые минерала смешаны поровну.

Казалось бы, не доходя до шпатового голода, следовало бы утилизировать весь, не загрязненный вредными примесями, пегматит, это часто обозначает использование 50 и более процентов керамического материала в жилах, идущего в настоящее время в отвалы. Русский потребитель предпочитает до сих пор иногда голодать, но не вводить в область своего производства ту естественную смесь шпата и кварца, которую он производит у себя искусственно из чистых материалов.

Косность и техническая отсталость потребителя и у нас, нужно надеяться, не будет длительна и тогда те огромные, подчас поражающие наблюдателя, отвалы на месторождениях Сев. Карелии керамического пегматита окажутся новым источником сырья и многие, иногда мощные, но не работающиеся из-за своей „пегматитности“ жилы края станут также в ряд промышленных месторождений или обедневшие чистым товаром жилы (как Панфилова варака) получат новый импульс к своему возрождению. Разрешение с одной стороны „пегматитовой“ проблемы (постройка пегматитового завода, выпуск на рынок стандартного продукта, разработка методов применения в керамике пегматитов, учет и выявление наряду с ныне работающимися жилами и чисто „пегматитовых“), с другой стороны-попутное использование белых плагиоклазов создадут действительно трудно исчерпаемый фонд керамического сырья в Сев. Карелии Всесоюзного значения.

Ленинград. Геологич. Каб. Л. С. Х. И. 10/XI 1926.

[1]) Анализ Керамич. Института (Пермяков и Красенская).

Заметки и Хроника.

Международная Конференция по углю, созываемая Технологическим Институтом имени Карнеги в Питтсбурге, Пенсильвания, С.-А. С. Ш.. 15—19 Ноября 1926 года. Необычайное богатство Северной Америки полезными ископаемыми, удобное географическое положение наиболее важных из них и, очень часто, чрезвычайно легкие условия нахождения и добычи невольно создали представление о неисчерпаемости этих запасов, следствием чего отчасти явилась, во многих случаях, нерационально поставленная добыча, которая иногда может быть названа хищнической, а также крайне неэкономное расходование добытых продуктов.

Жизнь, однако, быстро разрушила легенду о неисчерпаемости этих запасов. По последним подсчетам американских геологов запасов нефти, при ее наличном расходовании, не хватит и на десять лет, а расходование нефтяных продуктов сильно и правильно возрастает. Запасы натурального газа быстро уменьшаются, цены резко повышаются и иногда замечается уже и некоторая недостача. Правительственные органы ведут деятельную пропаганду, стремясь научить публику более рациональному и экономичному расходованию этих продуктов, но в лучшем случае полученная экономия капля в море.

Несколько иначе стоит дело с каменным углем, наличные запасы которого все еще велики, и истощение их, во всяком случае, дело далекого будущего. Тем не менее, и здесь начинают думать о более рациональном хозяйстве. Геологическое учреждение Соединенных Штатов произвело обследование работающихся рудников, в результате которого оказалось, что большинство рудников оставляет под землею значительные количества угля, которые могли бы быть выбраны при более рациональном горном хозяйстве, количества в отдельных случаях выражающиеся несколькими десятками процентов.

Совершенно нерационально и уже действительно хищнически расходовался и в значительной степени расходуется и готовый продукт—добытый уголь, в чем, впрочем, Америка далеко не является единственной страной. В громадных количествах в топках жгутся, богатые летучими, каменные угли без утилизации продуктов возгона. Еще недавно кокс для металлургических целей получался в простых печах с выпуском на воздух продуктов возгона. Отчасти под влиянием войны развилось в стране получение кокса с утилизацией последних, но старые печи все еще можно встретить в работе, и среди металлургов — практиков до сих пор еще высказывается взгляд, что кокс, приготовленный старинным способом, лучше, чем полученный в новых печах. Даже коксование по современному способу ведется далеко не идеально. Улавливаются не все продукты возгона. Переработка их оставляет желать еще многого. Получение кокса ведется однообразным путем без большого стремления к видоизменениям процесса, тогда как опыт показывает, что, изменяя условия коксования и в особенности температур, получают совершенно различные продукты как качественно, так и количественно, что, конечно, открывает технике самые широкие горизонты. До сих пор считалось, что каменноугольный деготь является продуктом, который может быть переработан, как кажется, во что угодно. Теперь оказывается, что известные сорта каменных углей являются сырым продуктом, рациональная обработка которого может дать продукты, о получении которых ранее из угля нельзя было и думать. Открытия эти настолько изменили значение каменного угля, по крайней мере его некоторых сортов, что раздаются даже голоса о необходимости издания специального закона, запрещающего употребление на топливо жирных углей в сыром виде.

В связи со всеми этими вопросами, поднимающимися теперь по отношению к углю, и созывается предстоящая конференция, которая должна будет, прежде всего, ознакомиться с тем, что сделано отдельными учеными и странами по вопросу наилучшего использования каменных углей и помочь странам, более отсталым в этом отношении, использовать опыт более прогрессивных. Возможность обменяться мнениями и воспользоваться советами и опытом ряда специалистов явится, конечно, весьма важным для отдельных работников в этой области, а вместе с тем будет способствовать и общему прогрессу в дальнейшей разработке вопроса. Намеченная программа чрезвычайно обширна и затрагивает, по существу говоря, все вопросы, так или иначе связанные с технологией и химией угля. Но она только намечена, как только некоторые вехи в предстоящей работе, так как предполагается, что окончательный план работ выработается на самой конференции, которая может обратить внимание на отдельные вопросы или группы вопросов, оставить без рассмотрения другие, раз, напр., для их разработки не окажется нужного материала, и, наоборот, выдвинуть совершенно новые вопросы, даже не упомянутые в программе. Отчасти это зависит и от самого характера конференции и в особенности способа ее созыва. Хотя она и называется международной, таковой по существующим традициям она названа быть не может, так как приглашаются не отдельные страны, которым предоставляется право прислать своих представителей, а отдельные ученые различных стран по выбору инициаторов и хозяев конференции. Директор Технологического Института имени Карнеги доктор Бекер только что вернулся из Европы, где он посетил ряд стран и заручился согласием ряда специалистов в этой области принять участие в трудах конференции. То же касается и участия американских ученых. При этих условиях личное влияние отдельных участников будет весьма значительно, и приезд или, наоборот, отсутствие видного специалиста может совершенно изменить программу работ конференции, направив их в определенное русло или сняв с очереди ряд вопросов. Так, например, геология угольных месторождений и угольная промышленность почти не будут затронуты, согласно предварительной программе, на конференции, которая, как уже упоминалось выше,

имеет в виду главнейше химию и вообще технологию угля. Но если в конференции примут участие геологи и горные инженеры, что вполне возможно, геологические и горнопромышленные вопросы несомненно будут подняты и возможно даже в широком масштабе. Вряд ли поэтому представляется интересным приводить всю предварительную программу в этой заметке. Для читателей „Минерального Сырья" будет, конечно, интереснее ознакомиться позднее с выполненной программой, которая может оказаться совершенно отличной от предварительной.

Проф. *И. П. Толмачев.*

Мировая добыча фосфоритов. Нижеследующая таблица иллюстрирует современное положение добычи фосфорита из наиболее крупных в мире месторождений, по данным Международного Сельско-Хозяйственного Института в Риме [1]) за 1913—24 гг.

Добыча фосфоритов в разных странах по данным Римского Международного Сельско-Хозяйственного Ин-та (в метр. тоннах).

Страны	1913	1918	1923	1924
Европа.				
Германия	—	—	—	× [2])
Бельгия	213 420	90 970	60 000	×
Испания	3 548	25 035	5 397	×
Франция	298 859	103 869	78 000	×
Норвегия	757	1 168	—	×
С. С. С. Р.	25 000	—	21 050	20 020
Америка.				
Канада	349	24	27	—
Соед. Штаты	3 161 146	2 465 203	3 054 955	3 227 981
Гвиана (Фран.)	3 193	—	—	—
Вест-Индия нидерл.	34 772	×	85 855	100 471
Азия.				
Индо-Китай	—	—	9 847	12 461
Япония	19 045	122 868	33 107	×
Острова Рождества	152 410	×	71 563	127 166
Африка.				
Алжир	461 030	271 162	467 384	671 150
Египет	104 450	29 365	26 370	87 869
Марокко	—	—	225 395	462 000
Тунис	2 170 496	875 385	2 338 000	2 491 000
Океания.				
Австралия	6 045	9 151	1 016	×
Острова Палаос	90 000	—	61 261	×
Макатеа (фр. кол.)	82 057	40 000	74 230	89 611
Острова Науру и Океаническ.	355 616	60 000	318 703	459 161
Новая Зеландия	11 176	—	2 421	1 600

С. В.

Всесоюзное Совещание инженеров и техников химической промышленности в мае 1926 г. в Москве уделило много внимания вопросам организации промышленности минеральных удобрений. В результате, Совещание приняло следующую **резолюцию по фосфато-туковой промышленности.**

Заслушав доклады Э. В. Брицке, Е. И. Орлова, С. И. Вольфковича, Д. А. Эгиза, С. С. Драгунова, А. П. Дунаева, А. В. Казакова, Совещание констатирует, что производство простого суперфосфата в Союзе и перспективный план развития его отвечает количественно выявленным потребностям страны в этом удобрении.

Совещание отмечает несоответствие между ростом суперфосфатного производства удовлетворением потребности заводов в фосфоритном сырье как в количественном, так и в качественном отношениях. Указанное обстоятельство явилось следствием недостаточно планомерного

[1]) Annuaire International de Statistique Agricole. Rome. 1925.
[2]) × обозначает отсутствие данных.

подхода к разрешению вопросов техно-экономического характера в отношении использования фосфоритного сырья Союза, а также недостаточного отпуска денежных средств на постановку механизированной разработки фосфоритных месторождений, снабжающих суперфосфатные заводы сырьем.

В целях планомерного построения и развития фосфатотуковой промышленности Союза, Совещание признает необходимым, для достижения намеченной цели, разрешение следующих основных задач:

I. Дальнее плановое расширение начатых НИУ систематических промразведок фосфоритных залежей для выявления техно-экономических возможностей сырьевых фосфоритных баз, долженствующих обеспечить сырьем фосфато-туковую промышленность Союза, а также планомерное развитие механизированной добычи фосфоритов на существующих рудниках Союза.

II. Научно-техническое изучение свойств и качества фосфоритного сырья различных месторождений Союза.

III. Дальнейшее изучение методов использования фосфоритовых руд Союза для производства удобрений.

Для разрешения этих основных проблем фосфато-туковой промышленности, Совещание настоятельно рекомендует органам, руководящим химпромышленностью Союза, проведение в жизнь нижеследующих мероприятий:

1) Считаясь с недостаточностью для промышленных целей изучения фосфоритных месторождений Союза лишь с геологической стороны, следует поставить в план очередных работ ВСНХ СССР дальнейшую организацию планомерного производства детальных горно-разведочных работ фосфоритных месторождений Союза.

2) Учитывая, с одной стороны—практику заграничных фосфоритовых горных предприятий, не выпускающих на рынок необогащенных фосфоритовых руд, с другой стороны—невысокое качество и загрязненность посторонними примесями фосфоритовых руд Союза, признать обязательным применение в отношении союзных фосфоритовых руд их механического обогащения.

Для изыскания наилучших в техно-экономическом отношении методов механического обогащения фосфоритовых руд Союза, в соответствии с их природными физическими свойствами, поставить опыты по механическому их обогащению на аппаратуре полузаводского масштаба, включив организацию таковых в план научно-технических работ ВСНХ СССР.

3) Учитывая, что дальнейшее развитие фосфатотуковой промышленности Союза, располагающего фосфоритным сырьем невысокого качества, при наличии дальнего транспорта фосфоритных удобрений, не может идти исключительно по линии развития производства простого суперфосфата, наличие указанных обстоятельств определяет путь развития фосфатотуковой промышленности Союза установлением производства концентрированных фосфатных туков.

В виду того, что результаты лабораторных исследований новых способов производства концентрированных удобрений (двойного и обогащенного суперфосфата, преципитата, фосфорно-кислого аммония и др.), разработанных Научным Институтом по Удобрениям НТО ВСНХ СССР. (доклады проф. Э. В. Брицке, С. И. Вольфковича, А. П, Дунаева, С. С. Драгунова и др.) выявили их техническую целесообразность при использовании низкосортного союзного сырья, Совещание признает важность и своевременность работ Института для туковой промышленности СССР и признает необходимым включение в текущий план научно-технических работ ВСНХ СССР постановку опытов производства концентрированных туков на полузаводской аппаратуре; в целях выявления экономической стороны этих производств. Совещание указывает на важность специального ассигнования средств на указанные опыты, в виду того, что эти опыты необходимы также для составления перспективного плана развития туковой промышленности Союза.

4) Учитывая предстоящие переоборудования и новое строительство суперфосфатных заводов, Совещание считает настоятельно необходимым в теперешних условиях приобретение однотипной стандартной аппаратуры, для обеспечения возможного приобретения и производства запасных частей. *N. N.*

Месторождение фосфоритов в Марокко. (Chem. Ind. 1925. № 30. 477. Futter- u Düngemittel-Industrie, 1925. № 9, № 17, № 22). В связи с дискуссией, возникшей в последнее время по вопросу о ввозе для южно-русских сернокислотных и суперфосфатных заводов иностранных колчеданов и фосфоритов, представляется интересным осветить в кратких чертах технико-экономическое значение открытого несколько лет тому назад Марокккского фосфоритового месторождения.

За последние годы размеры добычи фосфоритов из северо-африканских фосфоритовых месторождений (Алжир, Тунис, Марокко и Египет) значительно превысили добычу довоенного времени, и в снабжении Европы фосфорным сырьем африканские фосфориты все больше вытесняют американские (Флорида, Тенесси и др.).

Франция, владеющая северо-африканскими месторождениями и являющаяся в настоящее время наиболее крупным производителем суперфосфата в Европе (в 1924 г.—2 302 100 *m*

против 1 179 284 *m* в 1913 г.), становится в области фосфатных удобрений не только крупнейшим потребителем, но и экспортером.

Выше приведена таблица добычи фосфоритов из наиболее крупных мировых месторождений за 1913—24 гг. [1]).

В 1921 г. начато разработкой новое крупное северо-африканское месторождение в Марокко, рост добычи фосфорита из которого обращает на себя особенное внимание. Так, в 1921 г. добыто 8 232 *m*, в 1922 г. добыто 96 317 *m*, в 1923 г. добыто 225 395 *m*, в 1924 г. добыто 462 096 *m*.

Как видно из приведенных данных, добыча фосфорита Мароккского месторождения ежегодно более чем удваивается.

Мароккский фосфорит содержит в среднем 75—77% $Ca_3(PO_4)_2$, т.-е. 34—35,5% P_2O_5 и менее 1% $(Al, Fe)_2O_3$.

Один из подробных типичных анализов Мароккского фосфорита определяет его состав следующим образом:

P_2O_5	35,2%
CO_2	2,5%
SiO_2	2,5%
Fe_2O_3	0,3%
Al_2O_3	0,3%
CaO	52,6%
MgO	0,4%
K_2O	0,14%
Na_2O	0,62%
F	2,38%
Cl	0,01%
Потеря при прокаливании	2,8%.

По физическим свойствам он представляет весьма мягкий рассыпчатый материал, легко поддающийся размолу; от 70 до 80% добываемого фосфорита представляет собой сыпучий материал, который можно просеивать, не подвергая его предварительному размолу. Таким образом, и по химическим и по физическим свойствам, мароккский фосфорит представляет собой сырье весьма высокого качества.

Действительные запасы фосфорита в обл. Марокко и в окрестностях Эль-Боруди исчисляются в 1 миллиард тонн.

Техническая комиссия, посланная в Марокко Американским Акц. О-вом „Land Pebble" для ознакомления с этим месторождением, пришла к заключению, что мароккские фосфориты в близком будущем могут стать конкурентами не только для американского экспорта в Европу, но и для американских фосфоритов в самой Америке, так как уже теперь, при столь высоких качествах, они продаются значительно дешевле американских. Если признать этот отзыв несколько пристрастным (возможно, он является основанием для усиления покровительственной политики), то все же объективные данные других экспертиз подтверждают огромное значение мароккского месторождения.

Первоначальные работы по организации добычи фосфорита из Мароккского месторождения были начаты в 1917 г.; однако, рациональная промышленная разработка началась лишь в 1921 г. Добыча фосфирита производится монопольно французским правительством, организовавшим для этой цели государственное предприятие „Office Chérifien des Phosphates" с основным капиталом в 30 милл. франков.

В 1924 г. из Марокко было вывезено всего свыше 430 000 *m* фосфорита, которые по отдельным странам распределяются следующим образом: вывезено:

во Францию	113 500 тыс.
в Испанию	108 600 „
„ Португалию	1 700 „
„ Великобританию	30 200 „
„ Голландию	77 900 „
„ Бельгию	11 300 „
„ Германию	7 700 „
„ Швейцарию	5 700 „
„ Чехо-Словакию	14 200 „
„ Юго-Славию	6 100 „
„ Венгрию	1 600 „
„ Норвегию	3 400 „
„ Данию	33 100 „
„ Италию	8 800 „
„ Финляндию	3 400 „
„ Данциг	2 900 „
„ другие страны	460 „

[1]) См. заметку „Мировая добыча фосфоритов" в настоящем № журнала стр. 231.

Как видно, кроме Франции, наиболее крупными импортерами являются Испания и Голландия.

Вывезенные в 1924 г. из Марокко 430 000 *т* фосфорита составляют около 10% всего европейского потребления (4,6 милл. тонн).

В ближайшие годы предстоит значительное расширение добычных работ, так как за первую половину 1925 г. из Марокко было вывезено свыше 338 000 *т*, что по сравнению с первым полугодием 1924 г. составляет увеличение на 50%. По предварительным данным, за 1925 г. добыто свыше 600 000 *т* фосфорита. По плану „Office Chérifien" в 1928 г. Марокко будет экспортировать не менее 750 000 *т* фосфорита. Уже в настоящее время приступлено к расширению и значительному усовершенствованию оборудования транспортными приспособлениями, складами и пр. в порте Казабланка.

На руднике работает свыше 2 000 рабочих.

Цена мароккского фосфорита, содерж. 74—75% $Ca_3(PO_4)_2$ или 34—35% P_2O_5, на 1 декабря 1925 г. была 1,75 франк. за % $Ca_3(PO_4)_2$ в тонне.

В настоящее время заинтересованные промышленные предприятия СССР возбуждают вопрос о ввозе мароккских фосфоритов для снабжения суперфосфатных заводов, расположенных сравнительно близко от портов Черного моря, именно: Одесского и новостроящегося Константиновского завода „Химугля".

С. В.

В научном институте по удобрениям НТО ВСНХ СССР.

24/III—26 г. **Н. В. Овчинникий** сделал сообщение **„О результатах промышленной разведки 1925 г. водораздела рек Медведки и Семиславки. (Коломен. у., Моск. губ.)".** Разведанный район, являющийся частью т. н. Егорьевского фосфоритного месторождения, непосредственно примыкающий с востока к функционирующему ныне Егорьевскому фосфоритовому руднику Северохимтреста и составляет около $^1/_5$ всей площади, охваченной промразведкой НИУ 1925 г. Западной границей района является р. Москва; северной и южной границами—ея левобережные притоки р.р. Медведка и Семиславка. Абсолютные отметки поверхности постепенно повышаются к востоку.

Геологическое строение водораздела. Весь водораздел покрыт послетретичными отложениями, представленными здесь аллювиальными песками и глинами, делювиальными отложениями, флювио-гласиальными глинами и современным аллювием рек и оврагов.

Общая мощность послетретичных отложений не велика:—не превышает 2—4 *м*; ниже, на повышенных местах водораздела, залегают мелкозернистые слюдистые пески разнообразных окрасок, совершенно немые, мощностью до 8—10 *м*, непосредственно *покрывающие рязанский фосфоритный горизонт*, средней мощностью 0,8 *м*, с плитообразным строением в его верхней части и отдельными фосфоритовыми желваками в глауконитовом песке в нижней. Переход к нижележащему аквилонскому песку постепенен, по убыванию сгруженности фосфоритных желваков. Мощность аквилонского глауконитового песка 1,2—1,5 *м*.

Портландский фосфоритовый горизонт, мощностью 0,30—0,45 *м*. представлен плотными черными желваками, залегающими на границе глауконитового песка и черной слюдистой глины, частично в песке, частично в глине.

Подстилающие портландский фосфоритный горизонт черные слюдистые глины имеют мощность 12—15 *м* (*Oxf-Seq*), залегающие на известняках Московского яруса—являющихся ложем р. Москвы и ее притоков (последних—в нижних частях течения).

Подсчет разведанного запаса фосфорита. Общая площадь бассейна—24,883 *кв. км.*

Площадь фосфоритных залежей (считая по границе портландского слоя)	15,864 *кв. км*
Из коих: а) с одним портландским слоем	2,403 „ „
б) с Рязанским и Портландским фосфоритным слоем	13,461 „ „

Распределение площади в зависимости от мощности вскрыши. (До кровли Рязанского фосфоритного горизонта).

			в процентах.
1)	Зона со вскрышей от 0— 3 *м*	0,779 *кв. км*	(= 4,9)
2)	„ „ „ „ 3— 6 „	3,431 „ „	(= 21,5)
3)	„ „ „ „ 6—10 „	4,211 „ „	(= 26,6)
4)	„ „ „ „ 10—15 „	5,041 „ „	(= 31,8)
5)	„ „ портланд. слоем „ 0— 6 „	4,403 „ „	(= 15,2)
	Итого	15,864 *кв. км*	(=100,0)

Средняя взвешанная вскрыша над кровлей Рязанского фосфоритного горизонта по всему бассейну = 8,41 *м*.

Подсчет запаса фосфорита. Принято:

1) Выход Портландского фосфоритного камня мытого, более 3 *мм* — 32% по весу от руды; продуктивность 0,250 тонны с 1 кв. метра.

2) Выход Рязанского фосфоритного камня мытого, более 3 *мм* — 40% по весу от руды; продуктивность 0,540 тонны с 1 кв. метра.

А. Подсчет запасов Портландского фосфоритного камня мытого, более 3 *мм* [1]).

Площадь с одним портл. фосфор. слоем 0 – 6 *м*		2,403 × 2530 =	612.000 *т.*
„ „ вскрыш.	0— 3 *м*	0,779 × 2530 =	196.000 „
„ „ „	3— 6 „	3,431 × 2530 =	867.000 „
„ „ „	6—10 „	4,211 × 2530 =	1.065.000 „
„ „ „	10—15 „	5,041 × 2530 =	1.173.500 „
	Итого . .	3.914.500 *т.* =	= 239.000.000 пуд.

Б. Подсчет запасов Рязанского фосфоритного камня мытого более 3 *мм*.

Площадь со вскрышей от	0— 3 *м*	0,779 × 5400 =	420.000 *т.*
„ „ „ „	3— 6 „	3,431 × 5400 =	1.850.000 „
„ „ „ „	6—10 „	4,211 × 5400 =	2.275.000 „
„ „ „ „	10—15 „	5,041 × 5400 =	2.823.500 „
	Итого . .	7.368.500 *т.* =	= 450.000.000 пуд.

Общий запас фосфоритного камня (Рязанского и Портландского) мытого, больше 3 *м.м* выражается — 11.283.000 *т.* (= 689.000.000 пуд.).

Всего на разведанном участке проведено около 150 буровых скважин и 8 шурфов не считая произведенных расчисток естественных отложений.

Продуктивная толща фосфоритового горизонта, взятая из шурфов, подвергалась сухому и мокрому грохочению на ситах с отверстиями = $^1/_8''$ и последующей сортировкой на фракции + $^1/_2''$ + $^1/_4''$ + $^1/_8''$ для определения средней продуктивности мытого фосфоритного камня.

Химический анализ проб, произведенный в лаборатории НИУ, дал хорошо выдерживающиеся цифры содержания P_2O_5 в Портландском фосфорите. Рязанский фосфорит, по которому было произведено гораздо меньше определений, не может еще считаться достаточно изученным.

Среднее содержание P_2O_5 в Портланд. фосфор. — > $^1/_8''$ мытого = 24,5 — 25,5% при 9,5—11,0 нераств. ост. и 6,5—8,5 R_2O_3.

Рязанский фосфоритовый горизонт, дающий валовое содержание P_2O_5 во всей колонке руды 18,0%, может быть обогащаем простым сухим грохочением, тем более, что при его промывке мы имеем значительные потери фосфорной кислоты в мелкой фракции, в силу равномерности распределения P_2O_5 по всей толще слоя.

Дальнейшие работы по обработке руд и выбору рационального метода обогащения ведутся.

24/III—26 г. **С. И. Вольфкович** сделал доклад на тему: **„Положение производства суперфосфата на Чернореченском заводе“**. В январе 1926 г. в Особую Комиссию по улучшению качества продукции при Президиуме ВСНХ поступило заявление от Сахаротреста о том, что выпускаемый Чернореченским заводом Севхимтреста суперфосфат как по химическим, так и по физическим свойствам, не отвечает установленным стандартным и договорным нормам, вследствие чего Сахаротрест забраковал на означенном заводе около 1333 *т.* (80 000 пуд.) суперфосфата. Забракованная партия содержала от 11,8 до 12,1% водорастворимой P_2O_5 (вместо 12,5% водорастворимой P_2O_5, требуемых стандартом) и 16,2—16,8% влаги (согласно стандарта—влаги должно быть не выше 15%). Суперфосфат в кучах сильно слежался, при ударах лопатой не рассыпается, на ощупь мажется, комкается, вследствие чего должно затрудняться его внесение в почву.

Химсекция „ОСКач'а“ командировала на Чернореченский завод для всестороннего обследования причин выпуска недоброкачественного продукта и выработки мероприятий, устраняющих в будущем выпуск суперфосфата, не отвечающего нормам стандарта, специальную комиссию под председательством инж.-техн. С. И. Вольфковича, в составе проф. В. П. Кочеткова и инж. С. Ф. Оболенцева.

В результате произведенного обследования завода комиссия пришла к следующим заключениям:

Причинами выпуска в декабре 1925 г. суперфосфата, не соответствующего нормам стандарта, являются следующие обстоятельства:

[1]) Вскрыша до кровли Рязанского фосфоритного горизонта.

1) Переход производства на низкосортное фосфоритное сырье Кинешемского месторождения, содержащее 22,2% P_2O_5, 8,7% $(Al,Fe)_2O_3$ и костяную муку, плохо обезклеенную и обезжиренную, содержащую 29,9% P_2O_5. 10 — 12% органических веществ и 14% влаги, в виду необеспеченности завода другим сырьем более высокого качества.

2) Значительная ретроградация воднорастворимой фосфорной кислоты в суперфосфате, достигшая за 15 дней—1,1% P_2O_5 (с 12,95% до 11,78% P_2O_5). Такая степень ретроградации не была предусмотрена.

3) Применение для разложения фосфорита высоких норм серной кислоты, для получения из низкопроцентного фосфорита суперфосфата с максимальным содержанием воднорастворимой P_2O_5 обусловило содержание избыточной свободной кислотности, увеличило гигроскопичность и ухудшило физические свойства продукта.

Существующее снабжение завода фосфоритным и костяным сырьем протекает в условиях недостаточного количества и качества сырья. Так, в момент работ комиссии на заводе находился, приблизительно, семидневный запас сырья весьма низкого качества. По указанной причине в декабре 1925 г. по январь 1926 г. приходилось пять раз переходить с одного вида сырья на другой.

В общей сложности, для достижения стандартных норм суперфосфата в период с 1 октября 1925 г. заводом затрачивалось костяного сырья 66,5% от веса минерального сырья. В декабре 1925 г. и январе 1926 г., когда перерабатывались низкокачественные Кинешемские (22,2% P_2O_5 и 8,8% $(Al,Fe)_2O_3$) и Саратовские фосфориты (18—19% P_2O_5 и 3,4% $(Al,Fe)_2O_3$), на 100 весовых частей фосфорита затрачивалось 79 весовых частей костяного сырья. Комиссия признала затрату ценного костяного сырья в количестве до 79 весовых процентов от количества фосфорита нецелесообразной.

Поэтому необходимы срочные мероприятия, направленные к увеличению размеров и рационализации добычи фосфоритов на рудниках с таким расчетом, чтобы произвести добычу и своевременную доставку фосфорита на заводы в соответствие с размерами и темпом работы суперфосфатных заводов.

Необходимо организовать обогащение фосфоритовой руды на местах добычи, и установить предельные нормы приемки, при несоблюдении которых сырье должно браковаться для производства простого суперфосфата.

Техническое руководство производством, равно как технический и лабораторно-аналитический контроль на заводе во время обследования Комиссия нашла удовлетворительным. Комиссия одобрила мероприятия завода в области механизации производства костяного суперфосфата, дезинтеграции и вентиляции выгружаемого из вагона Бескова суперфосфата, с целью понижения его влажности, и механизацию смешения костяного суперфосфата с фосфоритным, взамен практикуемого ручного перелопачивания разных сортов суперфосфатов.

В виду ряда технологических затруднений в производстве суперфосфата из союзного низкопроцентного сырья, необходимо усилить исследовательские работы в области дальнейшего изучения суперфосфатного производства и изыскания способов производства обогащенных суперфосфатов, методов ослабления или приостановки ретроградации фосфорной кислоты, сушки суперфосфатов и т. п. вопросов.

В виду того, что обследование завода выявило ряд серьезных затруднений для производства, вызываемых требованиями существующих стандартных норм, что отражается на ухудшении физических свойств и на удорожании продукта, Комиссия сочла необходимым предложить отделу рационализации и стандартизации ГЭУ ВСНХ СССР пересмотреть существующий стандарт на суперфосфат с целью бо́льшего приближения его к современным условиям производства и рациональным требованиям сельского хозяйства, в частности, пересмотреть вопрос об установлении расценки суперфосфата не по воднорастворимой P_2O_5, а по сумме водно- и лимоно-растворимой P_2O_5, как это принято в большинстве стран Европы и Америки [1]).

31/III—26 г. проф. **Е. Е. Успенский** сделал доклад на тему: „**Методы почвенно-бактериальных исследований и задачи Бактериологического Отдела НИУ**“, после которого **А. С. Разумов** сделал доклад на тему: „**Результаты учета микроорганизмов на Долгопрудном Опытном Поле по методу Виноградского и др.**“.

7/IV—26 г. **М. Д. Бахулин** сделал доклад на тему: „**Сводка результатов опытов с минеральными удобрениями в Ярославской губ.**“.

14/IV—26 г. **Н. В. Чекунов** сделал доклад на тему: „**Коллективные опыты в Московской губ.**“ и **А. О. Алексеева** на тему: „**Сводка результатов опытов применения удобрений в Рязанской губ.**“. Указанные три последних доклада являются результатом работ экономико-плановой комиссии НИУ и вскоре будут напечатаны в „Трудах“ НИУ.

2/IV—26 г. **А. П. Дунаев** и **Е. П. Похвалинская** сделали доклад на тему: „**Получение фосфорнокислого аммония взаимодействием окисленных газов возгонки фосфора и аммиака**“. Во вступлении к докладу проф. **Э. В. Брицке** указал

[1]) См. ст. проф. В. П. Кочеткова. Оценка фосфорнокислых соединений в удобрениях. „Минеральное Сырье“, 1926, № 3.

на технические и экономические предпосылки для постановки исследования на указанную предложенную им тему.

Высокая усвояемость фосфорнокислого аммония растениями, как водорастворимого удобрения, а также его высокопроцентность (до 80% полезного вещества), позволяющая сильно сократить расходы на транспорт-определяет то большое значение, которое имеет этот тук для ряда районов СССР, как, напр., Донбасс и др.

Все до сих пор применяемые или разработанные методы получения фосфорнокислого аммония сводятся к нейтрализации технической жидкой фосфорной кислоты аммиаком. Необходимость упаривания растворов, фильтрования, сушки и т. д., сильно удорожает получаемый продукт. Предлагаемый метод непосредственного действия NH_3 на горячие газы, полученные при возгонке фосфора и его окислении, может исключить эту необходимость, представляя почти химически чистый продукт. Аппаратура и техническое обслуживание этого производства, при наличии установок для получения аммиака и фосфорной кислоты, весьма просты, так что себестоимость фосфорнокислого аммония должна приближаться к стоимости сырых материалов.

На основании теоретических и экспериментальных данных, докладчики пришли к следующим выводам:

Фосфорнокислый аммоний подвержен „ступенчатой" термической диссоциации. Образование его в рассматриваемой системе: $HPO_3 - NH_3 - H_2O$, при надлежащем выборе температурных условий, теоретически является вполне возможным, с быстрым и полным использованием реагирующих масс.

При этом необходимо заметить, что метафосфорная кислота, в зависимости от условий ее получения, гидратируется с образованием разных конечных продуктов, и что, следовательно, форма получаемого фосфата может зависеть от употребляемой (HPO_3).

Опыты, проведенные в лабораторном масштабе, показали, что:

а) $(NH_4)_2HPO_4$ получается при температуре не свыше 130° С, при избытке NH_3 и H_2O, с неполным использованием NH_3, б) $NH_4H_2PO_4$ при температуре до 130° С может быть получен со 100% использованием реагентов, в) концентрация HPO_3 не влияет на ход процесса, г) реакция взаимодействия между фосфорной кислотой и аммиаком проходит моментально, так что скорость тока инертных газов также не влияет на ход процесса, д) гидратация метафосфорной кислоты зависит от условий ее образования, е) продукт реакции – фосфорнокислый аммоний, летит в виде дыма и технически может быть осажден только в аппарате Коттрелля; все другие испытанные методы осаждения не дали технически благоприятных результатов.

Для более детального изучения вопроса, до перенесения результатов этих опытов в заводский масштаб, необходимо поставить опытное производство в полузаводском масштабе, работая на аммиаке из коксовальных печей и на фосфорной кислоте, полученной из низкопроцентного фосфорита.

В настоящее время продолжается более детальное теоретическое изучение системы $HPO_3 - NH_3 - H_2O$, установление для нее ряда физико-химических констант, кривых упругости диссоциации и т. д.

В результате обмена мнений по докладу Совет НИУ постановляет предложить агрономическому отделу НИУ исследовать роль концентрации фосфорной кислоты и аммиака при внесении под разные сельско-хозяйственные культуры и поставить ряд агрономических опытов по изучению удобрительного действия не только солей ортофосфорной кислоты, но также пиро- и метафосфорной кислот и солей фосфористой кислоты.

В виду возможности переноса результатов лабораторных опытов по производству фосфорнокислого аммония в полузаводский масштаб, Совет НИУ постановляет доложить результаты работы на ближайшем Совещании Техн. Раб. Хим. Пром.

Секретариат НИУ.

Рефераты, обзоры и отзывы.

О некоторых случаях амальгамации и обогащения золотых руд. *(Сводка докладов Научно-Исследовательскому Институту Дальнего Востока;—доложено Первой Конференции Изучения Произв. Сил Дальн. Востока*[1]*) (Автореферат).*

Работы, составившие предмет доклада, возникли на основании изучения Аскольдского месторождения рудного золота и вообще ознакомления с условиями для развития разработки месторождений золота в Приморской прибрежной полосе. Некоторые из этих характерных особенностей являются не только местными, так как в основу работ положено изучение условий и влияний на процессы водоснабжения золотоизвлекательных фабрик рудников.

Может показаться странным говорить в настоящее время об амальгамации золотых руд, имея в виду то преобладающее значение, которое получило цианирование при извлечении золота. Но на Дальнем Востоке развитие золотопромышленности проделывает запоздалую эволюцию. Ряд месторождений рудного золота разрабатывается в зоне окисления, т.-е. в условиях исключительно благоприятных для амальгамации, предприятиями малого масштаба и при чрезвычайно высоком содержании золота в жилах (так, например, пришлось видеть жилы с содержанием до 500 *г* на тонну и при извлечении на фабрике до 350 *г*). Все это при наличии примитивного подхода делает амальгамацию золотых руд в настоящее время почти исключительным, во всяком случае, доминирующим процессом при извлечении рудного золота на Дальнем Востоке. Для амальгамации на рудниках бедных водой часто пользуются водой, получаемой в результате рудничного водоотлива. В случае достаточного углубления выработок, эта вода сильно минерализована за счет окисления колчеданов, составляющих, обычно, оруднелость золотых жил. Затруднения, доставляемые минерализованной водой, составляют предмет первой части работы. Во второй части рассматривается вопрос, нельзя ли в случае месторождении бедных пресной водой и расположенных в прибрежной морской полосе воспользоваться для процессов амальгамации и обогащения морской водой.

В отношении разрешения вопроса о применении морской воды при амальгамации золотых руд научная металлургическая литература не дает каких бы то ни было данных и указаний. Вопрос такого характера окончательно может быть решен, конечно, на небольшой экспериментальной установке. Приводимая ниже лабораторная работа предполагает предварительное решение вопроса в том смысле, нет ли крупных препятствий химического характера при решении данной гидрометаллургической задачи. Вместе с тем, намечаются основные мероприятия, которые могут парализовать влияние вредных факторов в данном процессе.

Применение морской воды могло бы оказаться нужным при разработке ряда золотых жил по берегу моря. Например, для золотого месторождения на о. Аскольд, для ряда выходов золотых жил по берегу Уссурийского залива, к сожалению, не разведанных, и далее, начиная с района, связанного с Тинканским месторождением, а также в виду возможности открытия таковых в более северном районе прибрежной полосы. Группа указанных выше выходов золотых жил в Приморском районе находится в условиях бедных пресной водой (за исключением самого Тинканского месторождения).

I. Условия образования железной амальгамы и пемзования.

Летом 1925 г. автором наблюдались на Аскольдском золотом руднике следующие необычайные явления:

1) Образование в толчейном ставе, так назыв., „железной амальгамы", т.-е. амальгамы с содержанием железа и обладающей довольно сильными магнитными свойствами.

2) Исключительно высокий снос амальгамы, вследствие пемзования ртути.

Автор объясняет эти явления пользованием при амальгамации минерализованной рудничной водой. Вода поступает в толчейный став из бассейна, который наполняется в результате рудничного водоотлива. Вода откачивается из зумпфа гезенка штольны № 1 и содержит продукты окисления сернистых металлов, т.-е, кроме присутствие ионов SO_4'' и S_3'', присутствует также $Cu^{\cdot\cdot}$.

Кроме ряда причин постоянного характера, усугубляющих пемзования ртути и потерю ее (механические дефекты амальгамации слишком большое количество воды и др.), для описываемого сезона усилились причины временного характера. Вода, питающая толчейный став, раньше бралась с более высоких горизонтов, где преобладают окисленные руды. Руда этих окисленных частей жил сменилась в нижних горизон-

---

[1]) Печатается в „Трудах Конференции", т. V. „Промышленность".

тах выработок за последнее время (1925 г.) в некоторых жилах на руду со значительным содержанием неокисленных сульфидов. Вода стала поступать из гезенка штольны № 1, т.-е. с самого глубокого места, до которого дошли выработки.

Руда, проходившая протолчку в период наблюдений, по преимуществу представляла окисленную руду штольни № 2.

Анализ ее:

SiO_2	89,76%
Al_2O_3	3,09%
CaO	1,60%
Fe (общее количество)	3.47%
Cu	0,06%
S	0,34%
Fe (свободное, от износа дроб. металл. частей)	0,15%

Кроме того проходила также протолчку и руда штольни № 1.

Анализ ее:

$SiO_2 + Al_2O_3 + CaO$	95,62%
Fe (общее)	1,97%
Fe (свободное)	0,17%
S	1,24%
Cu	0,02%
Pb	0,25%

Появление в воде, поступающей в толчейный став, $Cu^{\cdot\cdot}$, H, и SO_4'' указывает на целый ряд последствий пользования такой водой для амальгамации.

Что касается роли ионов меди, имеющихся в растворе, то явление объясняется следующими реакциями:

1) $Cu^{\cdot\cdot} + Fe = Cu + Fe^{\cdot\cdot}$ и
2) $Cu + Hg = Cu\ Hg$,

т.-е. происходит реакция восстановления меди, в результате которой образуется легкая медная амальгама, являющаяся одной из причин потери ртути, а следовательно, и золота.

Для подтверждения данного вывода приводятся цифры из статистики толчения. Так выясняется, что уменьшение потери ртути после введения нейтрализации воды известковым молоком умноженное на отношении веса золота в пемзованной ртути к весу самой ртути, почти точно соответствует повышению извлечения золота после введения добавки в бассейн с водой известкового молока. Последнее мероприятие, удаляя из воды ионы меди, должно, следовательно, исключать и возможность образования медной амальгамы.

Другое явление, стоящее в связи с описанным и доставившее затруднения на фабрике, это—появление железной амальгамы. В результате ряда съемок амальгамы получалась магнитная амальгама, затруднявшая последующий процесс выделения золота и очистки его. Данное явление нельзя объяснить действием натриевой амальгамы, так как натриевая амальгама употреблялась редко и в малых, сравнительно, количествах.

Предположение автора, что „можно объяснить это явление реакцией восстановления меди на железных поверхностях, что ускоряется присутствием в ступе значительного количества мелкого раздробленного железа (от изнашивания рабочих поверхностей)" было проверено им на ряде лабораторных опытов. (В лаборатории проф. Б. П. Пентегова;—лабор. физич. и технич. химии Гос. Дальн. Универ.). На основании последних он пришел к заключению, что при восстановлении меди из раствора мелко раздробленным железом (Ferrum pulveratum) в присутствии ртути образуется медная амальгама с ясно выраженными магнитными свойствами (вследствие содержания железа). Эта амальгама разлагается при действии кислот и с течением времени окисляется на воздухе (с образованием водной окиси железа).

Далее автор приводит резюме химической и металлургической литературы об амальгамах с содержанием железа.

В заключение данной части работы, автор приходит к заключению, что изученный случай увлечения железа в амальгаму и образования магнитной амальгамы в литературе не описан и объясняется как результат питания толчейного става минерализованной водой, содержащей ионы меди. При этом происходит реакция восстановления меди железом $Cu^{\cdot\cdot} + Fe = Cu + Fe^{\cdot\cdot}$ и одновременная амальгамация восстановленной меди

$$Cu + Hg = Cu\ Hg.$$

При этом происходит увлечение в медную амальгаму тонко раздробленного железа. Т.-е. при восстановлении меди тонко раздробленным железом и при одновременной амальгамации восстановленной меди образуется дисперсная система железа в медной амальгаме.

Химизм данного явления указывает и средства борьбы с ним. В щелочном растворе данный процесс не идет. Поэтому нейтрализацию воды в достаточной мере известью представляет хорошее средство для борьбы с образованием „железной амальгамы".

II. Условия амальгамации золотых руд в морской воде.

Работа, предпринятая для выяснения возможности пользования морской водой при амальгамации, касалась двух основных моментов:

Во-первых: Происходит ли изменение степени извлечения золота при взбалтывании руды со ртутью по методу агитационного test'a?

Во-вторых: Какие следствия происходят при действии морской воды на амальгамированную медную поверхность. Какими составными частями это вызывается и какие меры можно принять, чтобы парализовать это вредное действие?

Для данных опытов была взята руда эксплоатационной штольни № 2 (жила № 3). Руда представляет золотоносный кварц, оруднелость которого окислена в значительной мере, при чем (весовое) отношение продуктов окисления к неразложенным колчеданам для руд этой категории колеблется от 6 : 1 до 2,5 : 1.

Проба воды для опытов взята из бухты „Золотой Рог" (Владивосток). Вот некоторые данные из анализа ее (вес на литр воды):

Остаток от выпаривания	34658	*мг*
Cl'	19300	„
SO_4''	3030	„
CO_3''	78,3	„
CO_2 (свободн.)	18,2	„
Mg''	976	„
Ca''	577	„

Первая серия опытов показывает, что

Извлечение

В пресной воде	83,1%
В морской „	80,8%
В „ „ с прибавкой извести	83,2%

Приводимые выше результаты агитационных test'ов указывают на практически почти одинаковое извлечение при пользовании пресной водой, морской водой и морской водой с прибавкой извести. Разница в извлечении в 2,4% при пользовании морской водой с прибавкой $Ca(OH)_2$ в практических условиях работы наших фабрик с рабочим содержанием (извлекаемым амальгамацией) около 23 золотников на тонну, вряд ли покажется существенной. Во всяком случае, она должна быть отмечена.

С теоретической точки зрения возможно предполагать, что медь амальгамирующаяся (при реакции $Cu'' + Fe = Cu + Fe''$) в нещелочной среде является причиной образования налета на поверхности ртути при совместном действии углекислоты, кислорода, хлоридов и воды. Это также подтверждается и результатами второй серии опытов. Эти опыты имели целью изучение действия морской воды и ее составных частей на амальгамированную медную поверхность. В результате их выяснено, что затруднения, которые возникли бы при ведении амальгамации в морской воде падают не на внутреннюю амальгамацию (первая серия опытов), а на внешнюю амальгамацию на досках. При совместном действии карбонатов, хлоридов и, отчасти, сульфатов, содержащихся в морской воде, может происходить разъедание медных досок и образование налета.

Средства, при помощи которых возможно бороться с этим, следующие:

Во-первых, задерживающим моментом в этом отношении явилось бы ведение амальгамации в воде с прибавкой известкового молока; во-вторых, необходимо также отметить действие медно-железной пары, как радикальное средство для очищения досок.

Данный факт, выясненный автором для случая морской воды на ряде лабораторных опытов, ясен с теоретической точки зрения.

В части, касающейся обогащения золотых руд автор рассматривает:

во-первых, лабораторные методы амальгамации и механического разделения рудной мути на ее компоненты при исследовании золотых руд и

во-вторых, новую конструкцию концентратора системы Wilfley-Williams'a образца 1922 г., в применении к обогащению золотой руды (на Аскольдском руднике).

Горн. инж. *И. Н. Плаксин.*

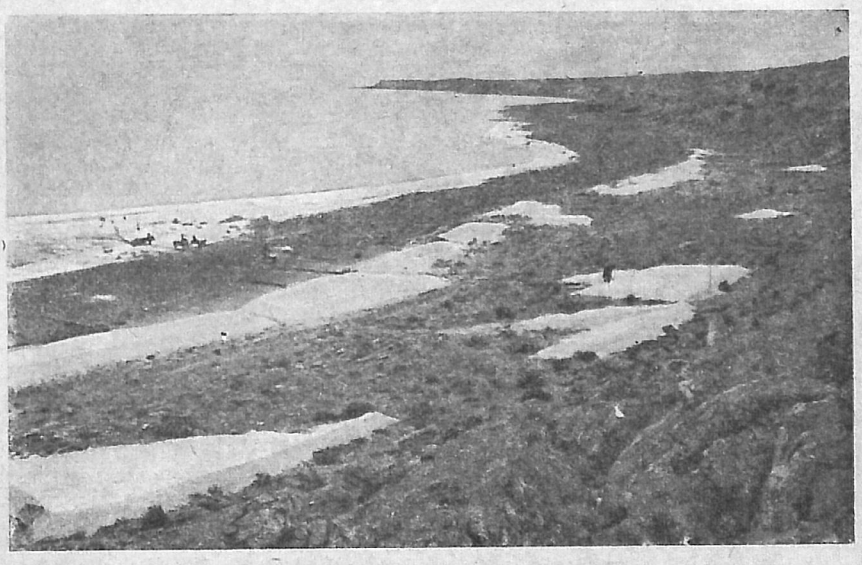
Отв. ред. проф. ***Н. М. Федоровский.***

Главлит 62516. Заказ № 3684. Тираж 1500. 5 п. л.

Типо-литография „Красный Печатник" Гостехиздата. Ленинград, Международный пр., 75.

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ

И ЕГО ПЕРЕРАБОТКА



MINERAL RESOURCES AND THEIR TECHNOLOGY

№ 4 1927 ГОД II

МОСКВА

ПРОДОЛЖАЕТСЯ ПОДПИСКА на 1927 год

НА ЕЖЕМЕСЯЧНЫЙ ЖУРНАЛ

„МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ И ЕГО ПЕРЕРАБОТКА“

Орган Научно-Исследовательских Институтов по минеральному сырью НТУ ВСНХ СССР, при участии Комиссии Естественно-Производительных Сил СССР при Всесоюзной Академии Наук.

ЖУРНАЛ ВЫХОДИТ В ОБЪЕМЕ 5—6 ПЕЧ. ЛИСТОВ.

При ближайшем участии: акад. **Н. С. Курнакова**; акад. **Ф. Ю. Левинсон-Лессинг**; акад. **А. Е. Ферсман**; проф. **Э. В. Брицке**; проф. **Н. К. Лахтина**; проф. **В. И. Лучицкого**; проф. **В. Я. Мостовича**; проф. **Д. И. Мушкетова**; проф. **В. А. Обручева**; проф. **П. П. Пятницкого**; **В. М. Свердлова**; проф. **Б. С. Швецова** и проф. **Н. Ф. Юшкевича**.

Ответственный редактор проф. **Н. М. Федоровский.**

ПОДПИСНАЯ ЦЕНА:	1 год.	1/2 года.	1/4 года.
Без доставки	10 р.	6 р. — к.	3 р. 25 к.
С доставкой в Москве . .	11 „	6 „ 75 „	3 „ 75 „
Иногородняя	12 „	7 „ 50 „	4 „ 25 „
За границу	18 „	12 „ — „	7 „ — „
	(9 долл.)	(6 долл.)	(3,50 долл.)

Комплект за 1926 г. — 11 руб.

Отдельные выпуски в розницу по 1 р. 20 к., удвоенные по 1 р. 80 к.

АДРЕС РЕДАКЦИИ: **Москва, 17, Б. Ордынка, 32,**
Институт Прикладной Минералогии и Металлургии.

ОБЪЯВЛЕНИЯ:

Впереди текста 1 стр.—**150** руб.; 1/2 стр.—**80** руб.; 1/4 стр.—**45** руб.
Позади текста 1 стр.—**100** руб.; 1/2 стр.—**60** руб.; 1/4 стр.—**35** руб.

ПОДПИСКА ПРИНИМАЕТСЯ: В Гостехиздате—Москва, Ильинка, Юшков пер., 6, и в магазинах **ГТИ:** Петровка, 10; Разгуляй. 38/2; Мясницкая, 1-б; Волхонка, 6; Тверская, 25; Арбат, 6; в **Ленинграде**—Пр. Володарского, 59 (уг. пр. 25 Октября); Пр. 25 Октября, 24; в **Харькове**—улица 1-го Мая, 8; в **Ростове н/Д.**—ул. Фр. Энгельса, 69; в **Н.-Новгороде**—ул. Я. Свердлова, 19; в **Киеве**—ул. Воровского, 35; в **Свердловске**—ул. Ив. Малышева, 58-а и в **Редакции журнала.**

Заведующий Редакцией **П. К. Топольницкий.**

ИЗДАНИЕ ГОСТЕХИЗДАТА.

„Mineral resources and their technology“

Issued monthly. Journal of the Scientific—Research Institutes of the Scientific—Technical Department of the Supreme Council of National Economy of U. S. S. R.; With the collaboration of The Committee for the Exploration of Natural Productive Forces Academy of Sciences of U. S. S. R.

Published by the State Technical Editorship.
Subscription price: 9 dol. per annum.
6 dol. 6 monthes.
3,5 dol. 3 monthes.

Advertisements: before the text: 1 page dol. 75; 1/2 page dol. 40; 1/4 page dol. 25;
after the text: 1 page dol. 50; 1/2 „ dol. 30; 1/4 „ dol. 20.

Office: Institute of Economic Mineralogy and Metallurgy,
B. Ordynka, 32. MOSKOW. U. S. S. R.

ПРОВЕРЕНО 1943 г.

Пролетарии всех стран, соединяйтесь!

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ

И ЕГО ПЕРЕРАБОТКА

ОРГАН НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИХ ИНСТИТУТОВ ПО МИНЕРАЛЬНОМУ СЫРЬЮ НТУ ВСНХ СССР

ПРИ УЧАСТИИ КОМИССИИ ЕСТЕСТВЕННО-ПРОИЗВОДИТЕЛЬНЫХ СИЛ СССР ПРИ ВСЕСОЮЗНОЙ АКАДЕМИИ НАУК.

№ 4	1927 г.	Год II

Р484

ГОС... НАУЧНО-... БИБЛИОТЕКА СССР

584/3/65

MINERAL RESOURCES AND THEIR TECHNOLOGY

ГОСУДАРСТВЕННОЕ ТЕХНИЧЕСКОЕ ИЗДАТЕЛЬСТВО

МОСКВА, 1927

СОДЕРЖАНИЕ.

Стр.

Месторождения.

К. Е. **Габуния.** — Кизельгур в Грузии 243
И. **Бездека.** — Месторождение серы и озокерита в Шор-Су и Мум-Кан-Сае . . 250
Ю. А. **Макаров.** — Песчаники для дефибреров 253
А. П. **Курдюмов.** — Минеральные богатства Золотого Берега 255
И. Я. **Микей.** — Красногорское месторождение огнеупорных глин 263
Н. Н. **Филькович.** — О месторождении цементных мергелей близ селения Ангушт 268

Исследования и методика.

Н. И. **Добринский.** — Основное сырье для стекольной промышленности . . . 276
П. М. **Идкин.** — К вопросу о механическом обогащении хромистого железняка . 285

Промышленный.

Ф. Ю. **Левинсон-Лессинг.** — Базальтовое литье 290
А. С. **Телетов.** — Заготовка сульфата на промысле „Умчал" Кара-Бугазского залива 294
Л. М. **Воротовов.** — Золотая промышленность Казакстана 299
А. Ф. **Шуппе.** — Магнезит и его применение 303

Заметки и Хроника.

В. И. **Лучицкий.** — Новое промышленное месторождение корунда в Киргизских степях 313
И. Р. — Рост цен на олово 313
Е. Е. **Флинт.** — Первое Всесоюзное минералогическое совещание 314
С. П. **Лебедев.** — В Институте по удобрениям 315

Рефераты, обзоры и отзывы.

В. А. **Обручев.** — Петрографический очерк района мышьяковых месторождений в верховьях р. Ардона. П. И. Лебедева 317
В. А. **Обручев.** — К геолого-петрографической характеристике Горной Осетии. Л. А. Варданянц 317
В. А. **Обручев.** — К минералогии и петрографии Харанорского месторождения вольфрамита и шеелита. Л. А. Варданянц 317
В. В. **Челинцев.** — Платиновая группа металлов в исследованиях последних лет 318

CONTENTS.

Deposits.

K. E. **Gaboonia.** — Diatamaceous Earth in Georgia 243
I. **Besdeka.** — Sulphur and Ozokerite Deposits in Shoor-Sou and Moom-Kan-Sae . . 250
U. A. **Makarov.** — Sand-stones for Pulping 253
A. P. **Koordumov.** — The Mineral Resources of the Golden Coast 255
I. I. **Mikei.** — Krasnogorsky Fireclay Deposits 263
N. N. **Filkovich.** — About the Cement-Narls Deposits near the Village Angusht . . 268

Investigations and Methods.

N. I. **Dobrinsky.** — Raw Materials for the Glass Industry 276
P. M. **Idkin.** — To the Mechanical Enrichment of Chromite 285

Industrial.

F. I. **Levinson-Lessing.** — The Basalt Casting 290
A. S. **Teletov.** — Sulphate Providing on the Workshop „Umchal" of Karaboogas . . 294
L. M. **Vorotovov.** — The Gold Industry of Kasakstan 299
A. F. **Shooppe.** — Magnesite and its Application 303

Notes and News.

V. I. **Loochitzky.** — A New Workable Deposit of Corundum in Kirgissky Steppe . 313
I. R. — Tin Price Increases 313
E. E. **Flint.** — The First Mineralogical Conference of USSR 314
S. P. **Lebedev.** — In the Institute of Fertilizeres 315

Bibliography, Reports and Reviews.

V. A. **Obroochev** — Petrographic Description of Arcenic Deposits in the District of the River Ardon. By P. I. Lebedev 317
V. A. **Obroochev.** — To the Geologic-Petrographical Characteristics of Highland Ossetia. By L. A. Vardanianc 317
V. A. **Obroochev.** — To the Mineralogy and Petrography of the Kharanorsky Volframite and Sheelite Deposits. By L. A. Vardanianc 317
V. V. **Chelinzev.** — The Platinum Metals Group. Investigations of the Recent Years 318

Горн. инж. К. Е. Габуния.

Кизельгур в Грузии.

В Грузии месторождения кизельгура известны в Ахалцихском, Ахалкалакском и Кутаисском уездах. В литературе встречаются еще сведения о месторождениях Горийского уезда, которые, впрочем, сводятся к статистике добычи за годы 1910, 1911, 1912, 1913 и 1914 [1]). Внушительные данные статистики позволяли возлагать значительные надежды на месторождения Горийского уезда и это послужило поводом для Горного Управления ВСНХ Грузии поручить мне обследование последних, одновременно с месторождениями Ахалцихского уезда, летом 1925 г.

Ныне приходится констатировать, что в Горийском уезде, в называемых в литературе пунктах, не найдено и следов кизельгура. В окрестностях с.с. Зиндиси и Сурами огромное распространение имеют кварцевые пески или, скорее, слабо сцементированные кварцевые песчаники различной крупности зерна и весьма разнообразных оттенков от светло-серого и светло-желтого до буро-охристо-красного. В окрестностях с.с. Наруани, Баянтхеви, Гвердисубани, Ордзиси, Тетри-Цхаро и Биджниси распространен мел, который, можно было предполагать, являлся источником заблуждения, отразившегося даже в литературе.

По белому цвету и другим внешним признакам некоторые разности кизельгура близко напоминают мел; чувствительно бо́льший удельный вес и бурная реакция на соляную кислоту позволяет легко отличить мел от легковесного и индифферентного к кислотам (за исключением плавиковой) кизельгура.

Кроме того, как уже упоминалось, кизельгур указывается в Зиндиси и Сурами, где нет ни того, ни другого.

Относительно Рионского месторождения, находящегося в Кутаисском уезде, в литературе нет абсолютно никаких сведений, а мои исследования коснулись его слишком поверхностно. Некоторые данные заставляют думать, что Рионское месторождение не располагает достойными внимания запасами, и качество кизельгура из этого месторождения весьма невысокое.

В Ахалкалакском уезде месторождение кизельгура стало известно только совсем недавно и о нем нет никаких сведений, кроме анализа одного случайного образца, произведенного в лаборатории Горного Управления Грузии.

Кратковременному, но все же более или менее серьезному обследованию с моей стороны подверглись месторождения кизельгура в Ахалцихском уезде, заслуживающие особого внимания.

Географическое положение месторождений кизельгура Ахалцихского уезда. В 55 *км* к Ю.-З. от гор. Боржома расположен гор. Ахалцихе, а в 14 *км* к Ю.-З. от последнего, на довольно возвышенной части левого берега рч. Гареби, находится с. Кисатиби. Всего в нескольких десятках метров по горизонтальному проложению, но на значительно большей абсолютной и относительной высоте, встречаются выходы белого кизельгура. Здесь на землях, принадлежавших Бетанову и Метисову, позднее Туманову, находится самое серьезное месторождение кизельгура, которое, в виду непосредственной близости от с. Кисатиби, удобнее будет называть Кисатибским. Кроме того, почти сплошь обнаженные выходы кизельгура наблюдаются на земле, находящейся в пользовании крестьян с. Чобарети, расположенного в 9-ти *км* к востоку от с. Кисатиби. Месторождение это может быть названо Чобаретским. Дорога от Боржома до Ахалцихе шоссейная, но сильно запущена и требует капитального ремонта. От Ахалцихе до Кисатиби ведет тропа, которая прихотливо извивается по крутым склонам высоких возвышенностей и в некоторых местах представляет большие неудобства даже для верховой езды. Сообщение между Кисатиби и Чобарети еще менее удобное.

---

[1]) Отчеты Кавказского Горного Управления. Сборник статистических сведений о горно-заводской промышленности России.

Краткий очерк орографии и гидрографии района. Рис. 1. Интересующий нас район распространения месторождений кизельгура занимает часть левобережных возвышенностей р. Куры. Между с.с. Кисатиби и Чобарети протекает другая, значительная для данного района, река Уравель-Чей, впадающая в Куру с левой стороны. У с. Цхордза р. Уравель-Чай принимает слева рч. Гареби, протекающую мимо с. Кисатиби, а справа рч. Чобаретис-Цхали. Эти незначительные речки заслуживают упоминания наряду с главными элементами гидрографической сети (Кура, Уравель-Чай) постольку, по скольку их эродирующая работа обусловливает, в той или иной мере, расчлененность рельефа. Не только Кура и Уравель-Чай, но и другие названные речки протекают по весьма глубоким ущельям, имеющим крутые склоны, расчлененные, в свою очередь, многочисленными рытвинами, обязанными своим происхождением смыву довольно легко разрушающегося материала из слабо сцементированных песчаников.

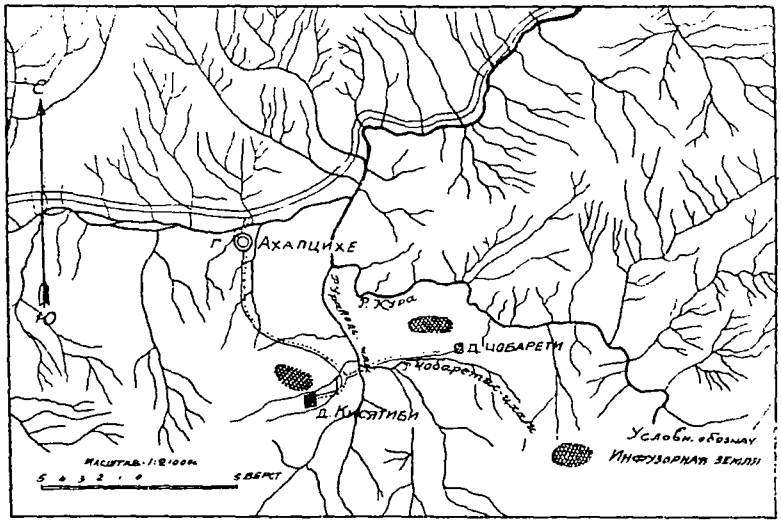


Рис. 1. Карта Кисатибского района.

Наиболее существенную возвышенность окрестностей Кисатиби представляет г. Бубнис-Чала, вершина которой находится в 2 *км* к С.-З. от села. В том же направлении, но ближе к Кисатиби, подымается менее значительная возвышенность Улгела. Между обеими этими возвышенностями наблюдается довольно глубокая депрессия. Еще ближе к Кисатиби находится еще менее значительная возвышенность Самарис-мта. Другие возвышенности этой части района не привлекают внимания, но зато правобережные возвышенности рч. Гареби и р. Уравель-Чай представляются гораздо более грандиозными. Село Чобарети само по себе расположено на большой высоте, а к С.-З. от него много выше подымаются г.г. Сатикне и Диди-ваке, расположенные вдоль левого побережья Куры и отделенные друг от друга неглубокой седловиной. С этих возвышенностей одновременно видны долины рек Куры, Уравель-Чай, Чобаретис-Цхали, Кисатибское месторождение кизельгура и г. Ахалцихе, удаленный на 22 *км*. Вообще, интересующий нас район представляет высокую горную местность, с сильно расчлененным рельефом и густой гидрографической сетью.

Краткое геологическое описание района. По Абиху[1]), долина реки Куры, в части прилегающей к нижнему течению р. Уравель-Чай, занята песчаниками, мергелями и известняками нижне-эоценового возраста. По Симоновичу и Сорокину[2]) в стороне от Куры наблюдается развитие третичных же осадков, среди которых имеются выходы изверженных пород.

---

[1]) Abich. Geolog. Forschungen in den Kaukasischen Ländern. III Theil. Geologie des Armen. Hochlandes. II. Osthälfte. 1887.

[2]) Сорокин и Симонович — «Краткий очерк геологических явлений в Ахалцихском третичном бассейне» (Матер. для геологии Кавказа по исследованиям 1879 — 1882 г.).

Действительно, к долине р. Куры в нашем районе с левой стороны, да и с правой, примыкают мощные толщи крупно,-средне- и мелкозернистых песчаников, которые могут быть отнесены к третичной системе. Песчаники эти, довольно рыхлые и часто сменяемые на более высоких стратиграфических горизонтах мелкогалечными конгломератами (или, скорее, брекчией, так как галька не всегда носит следы окатанности), широко распространены и играют доминирующую роль в окрестностях как Кисатиби, так и Чобарети. В открытом разрезе Кисатибского месторождения пласты простираются на Ю.З-. 260°, падая на Ю.-В. 170°, под углом 9°. На С.-З. от села Чобарети, в обнажениях г. Сатикне, песчаники простираются на Ю.-В. 125°. Затем, недалеко от устья Чобаретис-Цхали, те же песчаники обнаруживают простирание на Ю.-З. 235°, при падении на Ю.-В. 145° под углом 20°. Таким образом, преобладающим нужно считать простирание пластов осадочных пород юго-западное и падение юго-восточное, при весьма изменчивом угле падения. Однако, в ½ *км* к югу от открытого разреза в Кисатиби пласты падают на С.-З. 340° под углом 7° — 8°, сохраняя обычное направление простирания. Это указывает на существование здесь пологой синклинали неопределенного размаха, которая не свидетельствует об интенсивности тангенциальной дислокации и, быть может, представляет местное явление, но даже беглый взгляд с Кисатиби на обрывы правобережных возвышенностей долины Куры, создает представление о большой интенсивности протекавшего здесь пликативного процесса.

Среди описанных песчаников и залегают пласты кизельгура, при чем пласт белого кизельгура изобилует палеонтологическим материалом, в виде отпечатков растений и довольно хорошо сохранившихся остатков рыб. Кроме того, в пласте белого кизельгура Кисатибского месторождения найдены по одному экземпляру остатков летучей мыши и лягушки. Весь этот материал свидетельствует об юном возрасте интересующих нас отложений, содержащих согласно залегающие пласты кизельгура. Абих относил их к нижнему эоцену (см. выше), но от этих границ кайнозоя и мезозоя они должны быть подвинуты ближе к нам. В самом деле, Палибин[1]), на основании изучения растительных остатков из пласта белого кизельгура, устанавливает, что последний относится к нижнему миоцену. Расчлененность осевой части, характер развития плавников, тип позвонков и другие особенности внутреннего и внешнего скелета рыб также указывает на поздний возраст отложений, в которых они содержатся. О том же свидетельствует представитель амфибий, относящийся, вероятно, к отряду Anura. В качестве привходящего обстоятельства следует учесть также нахождение в пласте инфузорита, представителя Mammalia, относящегося к порядку Chiroptera, хотя последние, т.-е. летучие мыши, известны и в более ранних отложениях, а именно с эоцена. При большой мощности осадочных образований не исключается возможность развития здесь последовательных серий различного возраста, но продуктивная толща с вышележащими пластами песчаников и мелкогалечных конгломератов должна быть, во всяком случае, отнесена к нижнему миоцену. Возраст осадочной серии, лежащей стратиграфически ниже пластов кизельгура, вероятно, не может быть старше эоценового. Более определенное стратиграфическое расчленение описываемых отложений при имеющихся данных не представляется возможным.

В окрестностях Кисатиби и Чобарети довольно значительное распространение имеют и магматические породы эффузивного типа, представленные, главным образом, андезитами различных зеленоватых оттенков, базальтами и туфами названных пород. Андезиты и их туфы слагают возвышенности левого берега р. Уравель-Чай, каковы Бубнис-Чала, Улгела и Самарис-мта. Несколько подчиненную роль играют в составе Бубнис-Чала базальты. Зато в правобережных возвышенностях р. Уравель-Чай особенное развитие приобретают стекловатые базальты, слагающие отчасти г.г. Сатикне и Диди-ваке в окрестностях Чобарети. Базальты здесь часто обнаруживают столбчатую отдельность, но по р. Уравель-Чай, недалеко от с. Гиорги-Цминда, эта отдельность проявляется в полном совершенстве. К северо-западу от Чобарети, на юго-восточном склоне г. Сатикне непосредственно наблюдается контакт между эффузивными породами и грубозернистыми, светло-желтовато-серыми песчаниками; при этом вблизи контакта в массе песчаника содержатся крупные угловатые обломки соприкасающейся с ним изверженной породы. Это обстоятельство, а равно распространение в конгломератах и песчаниках окрестностей Кисатиби материала аналогичного с изверженными породами района, позволяет предполагать более ранний возраст последних, чем первых, т.-е. осадочных пород.

Состав Кисатибского и Чобаретского месторождений кизельгура. Для характеристики стратиграфического состава Кисатибского месторождения кизельгура обратимся к прилагаемому нормальному разрезу, где под литерой «А» приводится

[1]) Геологический Вестник. Т. I. № 4. 1915.

разрез по простиранию, а под литерой «В» разрез по падению. По этому разрезу состав месторождения слагается из следующих элементов:

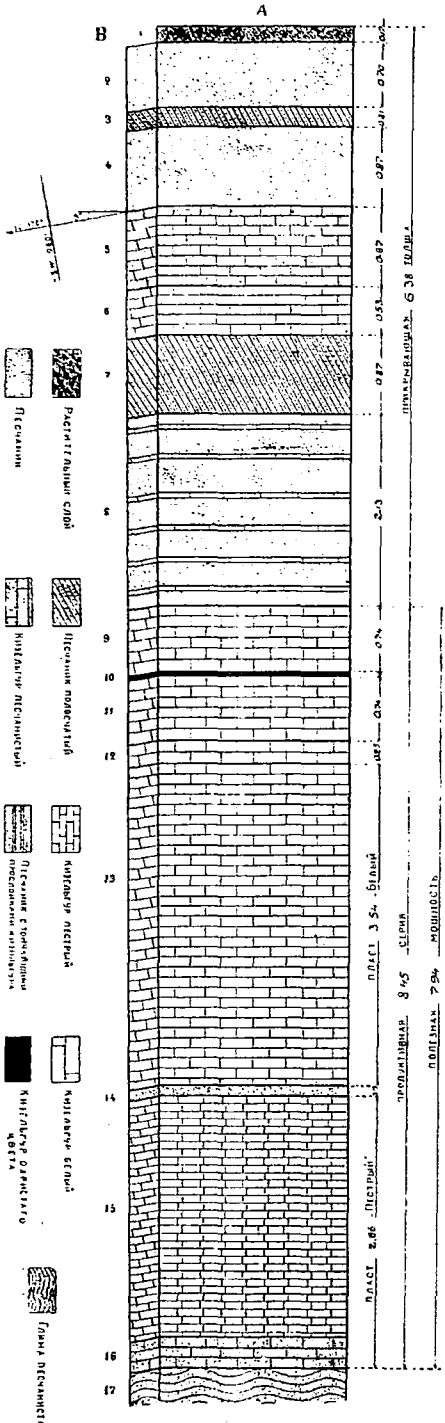


Рис. 2. Разрез Кисатибского месторождения кизельгура.

1. Растительный слой . . . . . 0,17 метра
2. Крупнозернистый, светло-серый песчаник . . . . . 0,70 »
3. Полосчатый среднезернистый песчаник . . . . . 0,21 »
4. Серый среднезернистый песчаник . . . . . 0,87 »
5. Пестрый (от перемежаемости белых и светло-серых полосок) кизельгур со значительною примесью песка . 0,87 »
6. Пестрый, в общем светло-серый кизельгур . . . . . 0,53 »
7. Грубозернистый, местами полосчатый серый песчаник . 0,87 »
8. Тонкозернистый мягкий песчаник с тончайшими прослойками кизельгура . . . 2,13 »
9. Белый кизельгур . . . . . 0,74 »
10. Кизельгур, обильно пропитанный окисью железа (охристая корка) . . . . . 0,02 »
11. Белый кизельгур . . . . . 4,74 »
12. Розоватый кизельгур . . . . 0,25 »
13. Белый кизельгур . . . . . 3,54 »
14. Мелкозернистый песчаник . . 0,13 »
15. Пестрый кизельгур . . . . 2,66 »
16. Пестрый кизельгур с большим содержанием песка . . 0,33 »
17. Песчанисто-глинистый слой неопределенной мощности (почва) . . . . . *x* »

Приведенный разрез, надо полагать, передает реальную картину, ибо он получен путем сопоставления ряда разрезов по отдельным разведочным шурфам.

Анализ нормального разреза показывает, что суммарная мощность всех пачек кизельгура составляет 8,71 метра, но не вся эта мощность может быть принятая за полезную. Пачка 5-ая, в значительной мере загрязненная примесью песка, может дать практически годный материал только после отделения механически примешанного песка путем промывки и отмучивания. Разработка этой пачки, усложняемая необходимостью обогащения, в условиях Кисатиби окажется невыгодной. Затем пачка 6-ая при небольшой мощности не отличается и чистотой состава. Наконец, самая нижняя пачка, 16-ая, является сильно песчанистой и не заслуживает разработки. По изложенным соображениям, свиту от 1-го до 8-го включительно следует отнести к прикрывающей толще пустых пород, а слои от 9-го до 15-го включительно, к продуктивной серии. Пачка 12-ая, несмотря на ее розоватый цвет, вынимается и пускается в продажу вместе с белым и пестрым кизельгуром. Пестрый кизельгур (15) по своим качествам стоит выше кизельгура, принимаемого на европейском рынке, как продукт среднего достоинства, а потому не может быть игнорирован. Стало быть, остается из продуктивной серии исключить охристую корку (10) и слой песчаника (14) и тогда суммарная полезная мощность всех пачек кильзегура составит 7,53 метра. Из этой мощности 5,04 метра приходится

на долю лучшего белого, 2,66 метра на долю пестрого и 0,25 метра на долю розоватого кизельгура.

Горный инженер Лебедев[1]) принимал полезную мощность белого кизельгура в 2,13 метра, что совершенно не соответствует моим данным. Очевидно, его сведения относились к самой периферии месторождения, в то время еще недостаточно обнаженного открытыми работами.

По Полибину[2]) пласт кизельгура в окрестностях села Кисатиби достигает мощности в 35 футов. Эту цифру можно считать приблизительно правильной для всей серии годных и негодных пачек кизельгура с прикрывающей в периферических частях толщей и прослойками пустой породы. Возможно и то, что вместе с описанным пластом он рассматривал пласт серого кизельгура, расположенный значительно выше как стратиграфически, так и гипсометрически. Это было бы неправильно, но даже и в этом последнем случае цифра мощности 35 футов представляется несколько преувеличенной.

Ниже описанных пластов белого и пестрого кизельгура развиты, как уже говорилось, мощные образования тех же третичных песчаников, но в них выходы интересующего нас полезного ископаемого не наблюдаются. Однако, это не дает основания окончательно устранить мысль о возможности нахождения новых пластов кизельгура стратиграфически ниже ныне известных пластов.

Пачки от 9-го до 13-го включительно я об'единяю под названием пласта «Белого», а нижележащие пачки слагают пласт «Пестрый». При этом пачка 12-ая выдается в общей массе белого кизельгура только розоватым оттенком, а фактически он не представляет обособленного стратиграфического элемента.

В окрестностях Кисатиби, на различных горизонтах выше пласта «Белого», встречаются выходы пластов серого кизельгура. Неглубоким шурфом, заложенным на 80 метрах выше горизонта «Белого» пласта, пройдена пачка серого кизельгура, мощность которой превышает 2,8 *м*. Эту пачку перекрывает среднезернистый, сильно разрыхленный песчаник в 1,4 *м* мощностью. Выше расположена еще пачка серого кизельгура в 0,9 *м* мощности. Обе эти пачки об'единяются мною под названием пласта «Серого». На 53 *м* выше горизонта пласта «Серого», ближе к вершине горы Ульва или Бубнис-Чала, встречен пласт светло-серого кизельгура, который, как мне кажется, не заслуживает внимания, ибо на небольшой глубине здесь залегают изверженные породы эффузивного типа.

Серый кизельгур Кисатибского месторождения местные жители называют Чобаретской землей, так как в окрестностях с. Чобарети известны выходы только серого кизельгура, мало чем отличающегося с внешней стороны от такового же из Кисатиби. Кроме того, чобаретский серый кизельгур приурочен к песчаникам почти совершенно аналогичным с теми, которые распространены в окрестностях Кисатиби. Однако, при отсутствии палеонтологического материала, этих данных недостаточно для того, чтобы подозревать индентичность пластов серого кизельгура в Кисатибском и Чобаретском месторождениях. Они значительно удалены друг от друга и между ними пролегает глубокое ущелье р. Уравель-Чай. Поэтому будет удобнее рассматривать их, как отдельные месторождения.

Слои кизельгура в районе с. Чобарети покрывают юго-восточные склоны возвышенностей Сатикне и Диди-ваке. Залегающая под ними толща светло-серых, крупнозернистых песчаников находится в непосредственном контакте с эффузивными породами и занимает прислоненное положение при весьма крутом падении. Над залежью кизельгура здесь лишь кое-где, в виде отдельных заплаток, наблюдаются слои песчаников. Таким образом, крутопадающие слои кизельгура на склонах Сатикне и Диди-ваке занимают наивысшее стратиграфическое положение и непосредственно подвергаются смыву. Мощность их, вероятно, большая, но подробное ее выяснение, требующее здесь разведки канавами, не представлялось возможным. Гипсометрически значительно ниже, в самом селе Чобарети, также встречены выходы кизельгура, который, при рыхлом состоянии и наличности сравнительно обильного количество механических примесей, создает впечатление о вторичном его происхождении. Еще ниже, по дороге от Чобарети в Уравель и Кисатиби, встречаются выходы более плотного серого кизельгура, залегающего видимо in situ и представляющего продолжение слоев, покрывающих склоны возвышенностей Сатикне и Диди-ваке.

Если бы удалось установить идентичность пластов серого кизельгура Кисатибского и Чобаретского месторождений, то можно было бы поставить вопрос о нахождении на более низких стратиграфических горизонтах Чобаретского месторождения пластов белого и пестрого кизельгура. Впрочем, в этом отношении, не следует возлагать особенно больших надежд на Чобаретское месторождение, так

---

[1]) «Месторождение кизельгура в Ахалцихском уезде, Тифлисской губ.». (Материалы для геологии Кавказа. Серия 3, кн. 2. 1899).

[2]) Геологический Вестник. Т. I, № 4, стр. 274. 1915.

как кизельгур из него отличается от Кисатибского серого кизельгура, как по некоторым внешним признакам, так и по химическому составу и условиям залегания.

Границы Кисатибского месторождения и запасы белого и пестрого кизельгура в нем. В моем распоряжении имеется мало данных для хотя бы вероятного суждения о запасах серого кизельгура в Кисатибском и Чобаретском месторождениях. Приходится только констатировать, что в Кисатибском месторождении площадь, занятая серым кизельгуром, значительно меньше площади распространения пластов «Белого» и «Пестрого». Суммарная полезная мощность пластов серого кизельгура в Кисатиби вообще довольно большая, но более или менее точное ее выяснение требует широко поставленную разведку, быть может не шурфами, а довольно глубоким бурением. Во всяком случае, запас серого кизельгура здесь значительный и, вероятно, еще более значительным запасом серого кизельгура располагает Чобаретское месторождение.

Более подробно и достоверно можно судить о запасе белого и пестрого кизельгура в Кисатибском месторождении, но предварительно необходимо установить границы распространения соответствующих пластов.

О распространении пластов «Белого» и «Пестрого» некоторые сведения встречаются и в литературе. Например, горн. инж. Лебедев[1]) сообщает, что месторождение кизельгура в имении Бетановых и Меписова находится к северу от с. Кисатиби на левом склоне ущелья Чахриалис-Хеви. Тут начинаются выходы кизельгура, продолжающиеся и далее по этому склону приблизительно на одном уровне над долиной. Затем выходы кизельгура находятся на расстоянии $^1/_4$ км от завода для обработки кизельгура и далее на восточном склоне горы Ульна. На другом конце выхода на поверхность — около с. Кисатиби пласты кизельгура продолжаются вверх по ущелью Чахриалис-Хеви.

По сведениям Виноградова-Никитина[2]) пласт кизельгура проникает здесь вглубь горы не менее, как на 425 м, а затем, повидимому, выклинивается.

Мною был взят за исходный пункт существующий открытый разрез и действительно на почти одинаковом уровне над долиной, к юго-западу от разреза можно шаг за шагом проследить белую полосу выходов пласта кизельгура, которая тянется приблизительно на 960 м по горизонтальному проложению. Идя затем от разреза в направлении к селу Кисатиби, но оставаясь приблизительно на одной высоте над долиной, мы снова встречаем выходы пластов «Белого» и «Пестрого». Только здесь не видно сплошной белой полосы, очевидно потому, что склон горы с этой стороны более крутой и осыпающиеся куски кизельгура быстро сносятся водою в ущелье Гареби, упоминаемое у Лебедева под названием Чахриалис-Хеви. На этом же склоне горы над селом Кисатиби присутствие кизельгура устанавливается татарскими могилами, засыпанными белыми кусками. Затем выходы рассматриваемых пластов кизельгура встречаются в том же направлении, приблизительно на 300 м от Кисатиби. Так как выходы кизельгура, особенно на северо-западном склоне г. Самарис-мта носят характер осыпей, то можно было несколько несправедливо расширить границы интересующих нас пластов. Однако, ряд шурфов, заложенных по периферии месторождения, позволяют более или менее точно очертить северо-западную, северо-восточную и юго-восточную границы распространения интересующих нас пластов кизельгура. Но иначе обстоит дело с западной и юго-западной границами. Здесь выходы пластов «Белого» и «Пестрого» непосредственно не наблюдались, и границы устанавливались по выходам пластов серого кизельгура, под которыми, по выяснившемуся нормальному стратиграфическому составу месторождения, можно было предполагать наличность пластов белого и пестрого кизельгура. В виду этого, и отчасти учитывая вышеприведенное замечание Виноградова-Никитина, при подсчете запасов белого и пестрого кизельгура, совершенно отбрасываю западную суженную часть, очерченной на прилагаемом плане, площади. Несколько преуменьшаю эту площадь и в других направлениях. Кроме того, для бо́льшей осторожности при подсчете запасов, цифры мощностей округляю в сторону незначительного уменьшения.

Принимая окончательно площадь пластов «Белого» и «Пестрого» в 960 × 685 метров суммарную полезную мощность пачек белого кизельгура 4,9 м и пестрого 2,6 м и вес кубического метра того и другого 575 кг, получим:

1. Запас белого кизельгура около . . .	1 850 000	тонн
2. » пестрого » »	1 000 000	»
Вместе . . .	2 850 000	тонн

[1]) «Месторождение кизельгура в Ахалцихском уезде, Тифлисской губ.». (Материалы для геологии Кавказа. Серия 3, кн. 2. 1899).

[2]) «Ахалцихская инфузорная земля и палеонтологические находки в ней». (Изв. Кавк. Отд. Р. Г. О-ва. Т. XXII. № 1. 1913—1914).

Крупнозернистость песчаников, содержащих пласты инфузорита и наличность брекчий, хотя и мелкообломочных, позволяет думать, что все эти отложения не являются особенно глубоководными. На прибрежный, или близкий к прибрежному, характер этих отложений указывают отчасти также остатки представителей Amphibya и Chiroptera. С другой стороны, диатомеи, которым обязан своим происхождением кизельгур, являются преимущественно обитателями более или менее глубоких вод. Вместе с тем, наблюдением установлено некоторое увеличение мощности залежи кизельгура в южном направлении. Эти данные, с небольшой, правда, вероятностью, позволяют предполагать, что бассейн, в котором накоплялись интересующие нас осадки, имел здесь сильно покатую прибрежную зону. В случае справедливости такого предположения, естественно, можно было бы ожидать довольно быстрого утолщения залежи кизельгура вглубь от периферии бывшего водного бассейна. В связи с этим, действительный запас месторождения должен довольно значительно превысить данную мною цифру, но здесь можно ожидать и некоторую компенсацию, так как разделяемое мною предположение Виноградова-Никитина[1]) допускает некоторое выклинивание пластов в глубь горы, вблизи контакта с изверженными породами. Поэтому полагаю, что мой подсчет должен быть близок к действительности.

Мой подсчет сильно разнится от подсчета Лебедева[2]) и причина этого кроется в неправильности цифр площади, мощности и удельного веса, принятых последним. Цифра площади 1066,8 × 1066,8 *м* является безусловно преувеличенной и вовсе несправедливо заявление о еще бо́льшем протяжении месторождения «по всем трем направлениям». Последнее замечание Лебедева справедливо только для протяжения в вертикальном направлении. Вес кубической сажени кизельгура в 400 пуд. относится, вероятно, к непросушенному материалу. При большой поглотительной способности кизельгура, значительную часть этого веса следует отнести за счет гигроскопической воды. Кизельгур отправляется в просушенном виде, по крайней мере, при комнатной температуре и, во избежание некоторого самообмана, при подсчете запаса следует брать вес единицы об'ема именно просушенного продукта. По моему, правда, довольно грубому определению, удельный вес белого кизельгура, просушенного при комнатной температуре, равен приблизительно 0,55, а удельный вес пестрого кизельгура едва ли превысит показанную цифру. При этих данных вес кубического метра кизельгура составляет около 575 *кг*.

Если принять в расчет залежи серого кизельгура Кисатибского и Чобаретского месторождений, то получится весьма внушительная цифра запаса.

Наконец, нельзя не присоединиться к мнению Лебедева, что со временем, вероятно, месторождения кизельгура будут обнаружены и в других местах Ахалцихской возвышенности, так как в состав последней в значительной степени входят одни и те же осадочные породы, к которым приурочен кизельгур. Ныне факт обнаружения месторождения кизельгура в Ахалкалакском уезде, смежном с Ахалцихским, оправдывает высказанное предположение.

Площадь с возможной открытой выемкой пластов «Белого» и «Пестрого» кизельгура Кисатибского месторождения. В Кисатиби площадь с возможной открытой выемкой кизельгура захватывает 20-метровую полосу по периферии месторождения с северо-западной, северо-восточной и отчасти восточной сторон, если, конечно, иметь в виду только «Белый» и «Пестрый» пласты. С юго-восточной и южной сторон пласты эти обнажаются на крутых обрывистых склонах возвышенности Самарис-мта и у самых же выходов залегают под мощной толщей песчаников. Соотношение мощностей пластов кизельгура и прикрывающей толщи не допускает здесь добычу открытым карьером. Совершенно не приходится говорить о возможности открытой выемки в западной и юго-западной частях месторождения, где пласты кизельгура залегают, надо думать, на глубине около 80 *м*.

Таким образом, открытая выемка возможна только на площади, очерченной на прилагаемом плане пунктиром, рис. 1. Внутри этого пунктира открытая выемка кизельгура невозможна, в виду резкого увеличения мощности прикрывающих слоев пустой породы. Принимая длину, выделенной пунктиром периферической полосы в 1 280 метров, при ширине ее в 21 метр, получим площадь (округло) в 27 000 кв. метров. Затем, принимая попрежнему полезную мощность пласта белого кизельгура в 4,9 метра, пласта пестрого кизельгура в 2,6 метра и вес кубического метра того и другого в 575 *кг*, получим нижеследующие запасы площади открытой выемки кизельгура:

1. Белого кизельгура около	76 000	тонн
2. Пестрого » »	40 000	»
Всего . . .	116 000	тонн

[1]) Ibidem.
[2]) Ibidem.

Итак, из всего запаса пластов «Белого» и «Пестрого в 2 850 000 тонн, открытыми работами может быть добыто только 120 000 тонн кизельгура. Остальная часть рассматриваемых пластов должна вырабатываться подземными работами с помощью исключительно горизонтальных выработок. Слабая кровля из плохо сцементированных песчаников может представить при этом некоторое препятствие, имеющее, впрочем, относительное значение и легко устранимое применением соответствующего рода крепления.

Тифлис.

Горн. инж. И. Бездека.

Месторождение серы и озокерита в Шор-Су и Мум-Кан-Сае.

Месторождения озокерита, нефти, серы и квасцов в Шор-Су и Мум-Кан-Сай находятся в 35 *км* на юг от города Коканды, Узбекской Республики и 6,4 *км* на юг от кишлака Карым-Дывана по северному склону невысоких гор Каракул-Тау, по безводному руслу правого притока речки Аги-Су — Шор-Су.

Рудники расположены в пустынной, холмистой местности, изрытой многочисленными, безводными оврагами.

Месторождение приурочено к северному крылу антиклинали, образованной свитой пород Ферганского яруса. Антиклиналь замыкается около западного конца небольшой гряды, тянущейся на северо-восток, на которой расположены разработки. Северное крыло расходящейся антиклинали переходит от места изгиба постепенно в простирание 270°, южное — 295°. Падение северного крыла на север — крутое, под 83°. Свита состоит из мощных пластов глин, известняков, мергелей, ракушника и гипса. Сера содержится, главным образом, в мергелях, отчасти в гипсах и известняках. Мощность сероносной свиты более 64 *м*, но в общем в ней содержание серы неоогатое и неравномерное. Более богатая, разведанная толща мергелей имеет мощность около 8 метров. На сероносные пласты налегают с севера известняки, содержащие горный воск. Озокеритовая свита состоит из пласта известняка, содержащего горный воск („восковой"), мощности 2,6 — 3,8 *м*, дальше — пласт известняка без озокерита („дикар") 1,3 — 2,1 *м* мощности и дальше — пласт песчанистого известняка, мощности (горючий) 2,66 — 3,3 *м*, пропитанного битуминами и использованного обыкновенно в качестве топлива. На глубину в пласте „горючего" увеличивается содержание воска. Дальше, на север налегают свиты глин. Около западного конца гряды имеются 3 нефтяных скважины, из которых одна, заложенная на месте изгиба пластов, дает самотеком нефть с водой, сопровожденной постоянным выделением газов. Нефти набирается около 98 *кг* в сутки.

Прилегающая с юга (подстилающая) к озокеритовой толще серная свита начинается известняком 6,4 — 10,6 *м* мощности, содержащим прожилки и гнезда серы, которые местами разрабатывались туземцами. Под известняком находится пласт мергеля около 17 *м* мощности, в котором имеется сосредоточенная главная масса серы. Главное содержание серы имеется в его северной части, к которой приурочены главные разведочные и эксплоатационные работы.

Сера находится еще в более южных (низких) пластах известняка и гипса [1]).

Мергеля, содержащие серу светло-серого цвета, с довольно плотной массой, в которой имеются многочисленные небольшие пустоты и трещинки. Сера образует в них по трещинам прожилки и гнезда, выделяется на внутренней части их пустот или пропитывает участками всю их массу. Сера кристал-

[1]) Подробно описанное К. П. Калицким и В. Н. Вебером.

лическая, часто образует друзы прекрасно развитых кристаллов, местами окрашена озокеритом в темный цвет. Содержание серы в руде самое разнообразное: имеются гнезда, состоящие из янтарно-желтой, совершенно чистой серы, но в общем в добываемой руде содержалось в среднем около 15—20% серы. Проба, взятая на уменьшение из среднего пласта, дала 20,19% серы, проба плотного мергеля дала 13,20%, перегонкой (технической) получено 18,50% выхода серы. При валовой добыче содержание, вероятно, не будет превышать 15%. Генеральная проба взята не была.

На месторождении имелось несколько горных предприятий, разрабатывающих пласт озокерита: промысла Люборадо (бывшие Лерха) и Махмудова. Один участок Махмудова был им передан Военно-Промышленному Комитету под разработку серы.

Промысла работали хищнически, углубляя в пласт с озокеритом шурф, который, после достижения им более богатой руды, расширялся на всю мощность пласта и на несколько метров по простиранию и углублялся дальше почвоуступной работой вниз, пока не дошли до горизонта воды с нефтью, который на более возвышенном участке Люборадо встречался на глубине 42 — 46 *м* или пока висячий бок не начинал обваливаться. Для спуска и выхода людей шурф соединяли с поверхностью еще наклонной небольшой шахтой, проведенной вкрест простирания. Бросив один шурф или одновременно с ним начинали рядом по простиранию другой, оставляя предохранительный целик. На промыслах имели место частые обвалы, взрывы газов и пожары. Таким образом, значительная часть верхнего горизонта пласта озокерита испорчена. На западном участке б. Махмудова, отведенном под разработку серы Военно-Промыш. К—ту, работы по добыче воска не развились и потому участок более менее уцелел. Тронуто туземными работами по добыче воска и серы только его западное крыло. Самое богатое содержание серы находится именно на этом участке, имеющем около 426 *м* длины. Дальше на восток гряда, в которой имеется вышеописанная свита продуктивных пластов, возвышается на несколько метров, и содержание серы делается более бедным, хотя и здесь начата Люборадом небольшая разработка серы. Еще дальше на восток, к месту развития озокеритовых работ Люборада, пласт, содержащий серу, не исследован, но с поверхности, где его можно наблюдать, содержание серы незначительно.

На переданном в разработку Военно-Промышл. К—ту участке, сера разрабатывалась еще в ханское время разносами, заложенными на пласте мергелей. Тут находилось и известное туземцам своими целебными свойствами Серное озеро, вода которого просачивалась и угрожала подземным работам. Вода озера была спущена и озеро осушено штольней 24 *м* длины, проведенной в крест простирания пород из ближайшего оврага. При проходке штольни пересечена жила чистой серы около 53 *см* мощности. Проведенной штольней осушены были работы от воды на глубину 13,8 *м*, что облегчало шурфовку, так как до проведения штольни вода появлялась на глубине 6,4 *м* под поверхностью западного (нижнего)крыла участка.

Пробито всего 6 шурфов от 7 — 14 *м* глубины на расстоянии 299 *м* по простиранию пласта мергеля. Самых западных два шурфа, глубины 14 *м*, соединены с водоотливной штольней. Шурфы предположено было соединить штреком. Руда получалась из шурфов и из разносов. Работа по добыче серы затруднительна из-за изобилия газов, отравляющих людей. Вследствие усиленного выделения газов летом в жаркие месяца года, работа по подземной добыче руды прекращается. Выделяющаяся в шурфах вода была пересыщена серными газами. Помимо того, в мергелях с серой встречаются гнезда глины, выделяющей газ („газоедку") чеснокового запаха, от которого получается воспаление слизистой оболочки глаз и, при более продолжительном действии, теряется чувство в пальцах.

Выплавка серы производилась разными способами. Туземцы для этой цели брали богатую руду, которую еще обогащали, отбивая „тишами" (род топорика) богатые участки руды от более бедных. Полученную богатую серную мелочь переплавляли в открытых котлах под слоем хлопкового масла или нефти, играющей роль теплопроводника и защиты от перегрева и воспламенения.

Для этой цели в котел небольших размеров наливали немного нефти, нагревали и прибавляли порцию мелкой, обогащенной руды. Когда сера расплавлялась, прибавляли в горячую кашицу новую порцию и т. д. Породу, из которой сера выплавлялась, вынимали из котла дырчатой ложкой и жидкую серу сливали в формы. Процесс был беспрерывный и нефть служила только для начального создания жидкой среды. Получалась комовая сера не чистая, содержащая 3% битумов и много золы. При применении хлопкового масла цвет ее остался желтым, при применении нефти (нормально) цвет ее был грязно-зеленоватый. Процесс связан с большой потерей серы, кропотлив и был применяем при высоких ценах на серу.

Для получения литрованной серы была построена камера приблизительно около 40 *куб. т* вместимости. С боков камеры устроены 4 топки, над которыми установлены чугунные котлы, снабженные крышками, каждая с центральной трубой, отводящей пары серы в камеру. Котлы нагружались рудой и подвергались продолжительному и сильному накаливанию. Для такого выкуривания серы нужно было брать руду совершенно сухую, чтобы по возможности уменьшить взрывы, имеющие место в начале процесса и разрушающие камеру. Взрывы обусловлены были, вероятно, содержанием озокерита в руде, углерод которого в соединении с серой образовал сероуглерод. Довольно энергичное накаливание требовалось для того, чтобы содержащаяся в котле руда прогрелась до самой средины. По этим соображениям предпочтены были более мелкие котлы (573 *кг* руды) перед одновременно работающими большими котлами (983 *кг*). Сера действовала на сильно нагретый чугун котла, который довольно быстро портился, вследствие превращения железа в сернистое железо.

Сера осаждалась в камере чистая, в виде серного цвета и при продолжительном курении расплавлялась и собиралась на дне камеры, образуя черенковую серу. В 1916 году Военно-Промыш. К—том добыто было 14,15 *т* комовой, 2,13 *т* черенковой и 3,18 *т* серного цвета. Комитетом построена на серном участке казарма на 25 человек, здание для администрации и кузница с пекарней. Вследствие басмаческого движения, работа была прекращена. Возобновлены были работы в 1919 году Горным Отделом; велись довольно интенсивно, но непродолжительное время. Работы были только эксплоатационного характера и добыто было несколько десятков тонн комовой серы. В виду того, что в этот период работы были сданы сдельно с оплатой с веса готовой серы, работающее здесь, почти без надзора, туземное население добывало рвами более богатые участки без всякой системы. Руду добывали из пласта серу-содержащего мергеля и гипса и плавили в котлах.

Серный цвет находил в крае сбыт для борьбы с филоксерой на виноградниках, комовая сера шла для окуривания урюка при его сушке.

Все до сих пор произведенные работы были подготовительного и эксплоатационного характера. Разведочных работ не было и характер содержания серы на глубину неизвестен. Поэтому определить запас трудно и можно говорить только об верхнем горизонте пласта, вскрытого работами. Горизонт этот отчасти уже выработан, но незначительно. Запас серы определен В. Н. Вебером в 16500 — 50000 тонн серы.

На разрабатываемых участках по простиранию сера наблюдается приблизительно на 853 метров. На западном самом низком месте участков, шурфом доказано присутствие серы на глубину 14 метров. На восток поверхность пла-

ста поднимается на 10—13 *м* над западным крылом. Приняв мощность работающего пласта 8,5 *м* получаем около 230000 *т* породы.

В виду того, что добываемая руда содержит в среднем около 15% серы, но в восточном участке руда более бедная и не вся масса породы содержит такое количество серы, чтобы ее сплошь вынимать, можно в среднем считать содержание 10% серы, что даст запас 23000 *т* серы (в верхнем горизонте). С разведкой на глубину этот запас, вероятно, увеличится, потому что под водоносным горизонтом встречено хорошее содержание серы (жила в штольне).

Помимо серы в пластах мергеля имеется еще неучтенная сера в пластах гипса, известняка, песчаниках и наносах на поверхности.

Сера находится и в окрестности рудников, как 2 — $2^1/_2$ *км* от места расположения озера на запад, на левом берегу русла главного оврага. На юг от рудника, в горах правого берега Аги-Су по дороге в Лякан недалеко от постройки нефтяных разведок Петрова, имеется на склоне горы выход кристаллической серы в рыхлом гипсе.

До г. Коканда имеется 35 *км* хорошей колесной дороги по ровному месту, до станции Посьетовка 27 *км*. Воды на руднике нет. Питьевую воду привозят из Арыка-Кишлака, Карым-Дывана на расстоянии 6 *км*. В 4 *км* от рудника проходит ручей Ачи-Су, имеющий горько-соленую воду. Рабочие силы имеются в достаточном количестве в соседних кишлаках, из жителей которых многие привыкли к горной работе. Топлива недостаток, но в 37—42 *км* имеются каменноугольные копи Шураб. Топливом служила и нефть, выделяющаяся из скважины и в шурфах, но количество ее не хватает для нужд производства.

Местность нездоровая, малярийная. В настоящее время участки, в которых находится сера, сданы в аренду их бывш. владельцу Махмуд-Абиджанову, который разрабатывает воск и серу.

Ташкент, 4 января 1925 г.

Горн. инж. Ю. А. Макаров.

Песчаники для дефибреров.

До войны все бумажные фабрики в том числе и фабрика „Красный Ключ", расположенная на берегу реки Уфимки в пределах Башреспублики, — пользовались камнями, получавшимися из Пирнских каменоломен в Саксонии.

Война и революция до крайности затруднили доставку этих камней из-за границы. Фабрике „Красный Ключ" угрожала полная остановка и это обстоятельство заставило администрацию фабрики сделать попытки заменить саксонские камни местными. Поиски нужных камней увенчались успехом и в настоящее время фабрика „Красный Ключ" в течение уже 8 лет работает на дефибрерах, вырабатываемых из песчаников Кара-Тау.

Удачные результаты замены Саксонских дефибреров местными на фабрике „Красный Ключ" открывали перспективу возможности замены Саксонских дефибреров Каратаускими во всесоюзном масштабе.

Имея это ввиду, по инициативе БЦСНХ были произведены параллельные исследования камней Кара-Тау и Саксонских в лаборатории Ленинградского

Горного Института, а кроме того, в сезон 1926 года было осмотрено и самое месторождение в горах Кара-Тау. Анализы таковы:

	Дефибрер № 1 Башреспублики	Дефибрер № 2 Башреспублики	Дефибрер № 4 Саксонский
SiO_2	86,54	88,06	96,45
Fe_2O_3	1,45	0,45	1,57
Al_2O_3	6,52	6,85	0,28
CaO	2,72	1,97	0,17
MgO	0,27	0,38	0,06
Потеря от прок.	1,28	0,98	1,35
	98,72	98,69	99,88

Параллельное изучение макро и микроструктуры дефибреров дали следующие результаты:

Макроструктура. Дефибрер Башреспублики № 1—строение неоднородное. Зерна кварца и полевых шпатов разной величины от 0 до 5 *мм*: имеются целые участки с крупной вкрапленностью, как полевых шпатов, так и кварца. При шлифовании и полировании частично выкрашиваются, образуя мелкую сетку из выпавших мелких зерен по всей поверхности шлифа.

Дефибрер Башреспублики № 2—по сравнению с № 1 более плотный; зерна также неоднородные, наблюдается значительное количество зерен полевых шпатов; при шлифовании и полировке выкрашивания почти не дает.

Дефибрер Саксонский—более однороден как по величине зерен, так и по составу. Полевых шпатов почти нет. Вся масса состоит из угловатых зерен кварца. При шлифовании и полировке сильно выкрашивается, давая сетку с крупными впадинами; выкрашивание идет не только за счет мелких зерен, но и крупных.

Микроструктура. Дефибрер Башреспублики № 1—песчаник. Порода состоит из окатанных зерен кварца, круглой формы, реже несколько угловатой, но всегда с притупленными углами. Величина зерен различная от 5 *мм* до микроскопических почти не различимых, большей же частью однако зерна не менее 1 *мм*. Кроме кварца имеются зерна полевых шпатов, но в количественном отношении их значительно меньше, чем кварца. Зерна полевых шпатов большею частью более крупные и менее окатанные. Цемент почти отсутствует; зерна прилегают друг к другу вплотную; в небольшом количестве между зернами наблюдаются мелкие поры.

Дефибрер Башреспублики № 2—песчаник. В общих чертах шлиф сходен с предыдущим. Различием является почти полное отсутствие пор, а также довольно большое количество вторичного кварца, выполняющего промежутки между окатанными зернами. Этим объясняется значительно бо́льшая плотность породы.

Саксонский дефибрер—песчаник. Строение и состав породы значительно разнится от первых двух. Отмечается почти полное отсутствие полевых шпатов. Порода однородна и состоит из более равномерных по величине (около 4 *мм*) зерен кварца угловатой формы, прилегающих неплотно друг к другу. Порода значительно более пориста и величина пор часто превышает величину зерен кварца.

Осмотр месторождения показал, что дефибреры для фабрики „Красный Ключ“ вытесывались из случайных отдельных глыб, валявшихся на склонах

Кара-Тау, почти без всякого выбора. Осмотр осколков этих глыб показал большое разнообразие в их микроструктуре: имеются образцы и крупнозернистые, и мелкозернистые, и со включением крупной гали полевошпатовых пород, и почти без примесей и разной расцветки.

Вскрытого карьера сплошного песчаника не оказалось. При посещении выяснилось, что в окрестностях Кара-Тау имеется еще ряд выходов песчаников и, судя по представленным образцам, очень разнообразных по структуре и по расцветке от чисто белых до темно-бурых.

Восьмилетний опыт работы фабрики „Красный Ключ“ на местных дефибререх и большое разнообразие в структуре песчаников района Кара-Тау, дают почти полную уверенность в том, что песчаники для дефибреров, близко подходящие по своим качествам к Пирнским, будут найдены, и для бумажной промышленности Союза не нужно будет ввозить песчаника для дефибреров.

Имея это ввиду, БЦСНХ предполагает в сезон 1927 г. направить в район Кара-Тау партию для более детального обследования выходов песчаников этого района, а кроме того намечается обследование и других очень многочисленных выходов песчаников Башреспублики.

Проф. А. П. Курдюмов.

Минеральные богатства Золотого Берега.

Настоящий краткий очерк минеральных богатств Золотого Берега, нисколько не претендующий на исчерпывающее освещение многочисленных, связанных с этими богатствами вопросов, написан по желанию Редакции Журнала в виду того интереса, который возбуждает в настоящее время Золотой Берег, как возможный в ближайшем будущем конкурент установившимся рудо-добывающим предприятиям Европы и Америки и, в частности, нашей марганцевой промышленности.

Территория Золотого Берега по данным Gold-Coast Handbook за 1923 год, включая сюда и часть бывших немецких владений Тоголанда, переданную в Британское управление по мандату Лиги Наций, занимает 91 690 квадратных миль, с береговой линией по Гвинейскому заливу в 334 мили (510 километров).

Без Тоголанда Британские владения Золотого Берега, включая и протекторат, занимают 78.650 кв. миль и состоят из собственно колонии, земель Ашантиев и Северных территорий.

С запада территория Золотого Берега граничит с французскими владениями — Берега Слоновой Кости (Côte d'Ivoire), с востока французскими же владениями Тоголанда и с севера—территориями Верхнего Сенегала и Нигера.

Побережье представляет из себя ряд волнистых песчаных дюн с кое-где поднимающимися над ними каменистыми скалами, достигающими нескольких сот футов высоты. Большинство рек колонии только в период дождей, которые здесь обычны с апреля до августа и с октября до конца декабря, непосредственно сообщаются с океаном, в остальное же время они впадают в глухие соленые лиманы и пресноводные озера, отделенные от моря рядами песчаных дюн.

По мере удаления от берега океана местность становится все более гористой, особенно в восточной части колонии.

Внутренность страны на западе представляет холмистую местность с отдельными вершинами, а на востоке состоит из ряда горных цепей, спускающихся террасами к берегу океана. Они почти сплошь покрыты первобытными, тропическими непроходимыми лесами.

Горные породы, богатые полезными минералами, покрывают значительную часть территории колонии—приблизительно около 54000 кв. миль.

По данным Директора Геологической Инспекции Колонии Золотого Берега А. Е. Kitson'a [1]) залежи полезных ископаемых встречаются, главным образом, в древних оса-

[1]) „The Mineral Resources of the Gold-Coast“, by A. E. Kitson (The Mining Magazine. 1925, Vol. XXXII, № 1, pp. 9—17.

дочных (сланцы, филлиты, песчаники, конгломераты) и изверженных породах (преимущественно долерит и андезит), более или менее метаморфизованных.

Рудоносная поверхность территории Золотого Берега, как сказано, занимает примерно 54.000 кв. миль, причем бо́льшая часть этой поверхности по всем данным покрыта была океаном в не очень еще отдаленные геологические времена.

Подъем почвы совершался в разные периоды, повидимому, то быстро, то медленно. Существующие теперь отдельные горы и группы их в разные стадии своего образования по всем вероятиям были островами, в особенности на территории теперешней колонии и земли Ашантиев.

Даже и те, сравнительно незначительные еще геологические исследования, которые могли быть до сих пор произведены, и которые до крайности затрудняются густыми тропическими лесами, все же дают некоторое понятие об исключительных минеральных богатствах страны: здесь имеются золото, марганец, алмазы, исключительные по достоинству и запасам бокситы, порядочные залежи мышьяковой руды, оловянный камень, титан, графит, каолин, наконец, имеются указания на руды свинца, меди, молибдена, вольфрама, магния и ниобия.

Имеются барит, асбест и очень высокого качества, хотя и в небольших количествах, слюда (мусковит).

Золото с давних пор известно в этих местах и ему этот берег Гвинейского Залива обязан своим названием — Золотой Берег. Возникновение Европейской торговли с этой частью Африканского побережья относится к далеким историческим временам первого тысячелетия до начала нашей эры, если еще не к более раннему времени, и уже тогда главным предметом меновой торговли являлось золото. По свидетельству Геродота (490—420 г. до Р. Х.) уже первые карфагеняне отваживались выходить за Геркулесовы столбы для торговли с жителями Гвинейского побережья, от которых получали в обмен на свои товары главным образом золото и слоновую кость.

Для современной Европы Золотой Берег был вновь открыт в 1470 г. португальцем Сантарем.

В 1672 г. образована была в Англии Королевская Африканская Компания, доставлявшая значительное количество хорошего золота, из которого преимущественно выделывалась английская золотая монета в двадцать один шиллинг достоинством. Так как золото для этой монеты, главным образом, получалось с Гвинейского побережья, то и сама монета, сохранившаяся до настоящего времени, получила название гинеи (guinea).

Золото широко распространено на территории Золотого Берега и встречается как в первичных (коренных) месторождениях, так и во вторичных, — в виде россыпей и конгломератов, образовавшихся из разрушенных коренных пород.

Первые состоят, обыкновенно, из кварца или пегматита и располагаются в виде пластов и жил.

Таковы, например, жилы в Obuasi, принадлежащие Обществу Золотых россыпей Ашанти (The Ashanti Goldfields Corporation), в Престэ (Prestea), Брумасси (Broomassie), Акоко и Чичиуелли (Chichiwelli). Обыкновенно такие жилы тянутся в одном направлении на довольно значительные расстояния и бывают весьма различной толщины: от нескольких дюймов до 20-ти и более футов. Стенки трещин, выполненных жильной породой, содержат довольно много графита, а кварцевые жилы, кроме свободного чистого золота, содержат еще золотоносные железный и мышьяковый колчеданы, свинцовый блеск и т. п.

Месторождение пластового характера залегают в метаморфизованных породах, некогда представлявщих из себя широко раскинутые пласты крупного гравия. Эти породы отчетливо слоисты и образуют широкие складки. Золото здесь в чистом виде и не сопровождается пиритом. Содержание золота в такой руде от 8 до 12 пеннуэйт [1])

Пластовые месторождения разрабатываются в копях Taquah, Abosso, Abbontiakoon [2]) и Adjah Bippo.

Значительные месторождения этого типа найдены в районе Торквы (они простираются с ю.-з. на с.-в. миль на сто, почти до подножия гор Квау (Kwahu), затем в округе Банда, в северо-западной части земли Ашантиев, около 200 миль к северу от Торквы (Torkwa) и вблизи Уоуа (Wowa).

Что касается россыпей, то, повидимому, на Золотом Берегу имеются оба типа россыпей: как элювиального характера, т.-е. образовавшиеся на месте разрушения коренных золотоносных пород или, по крайней мере, подвергшиеся лишь незначительному переносу, так и чисто аллювиального характера. Представляющие накопления материала,

---

[1]) 1 пеннуэйт = одной двадцатой тройской унции = 0,3645 золотника = 1,555 грамм в тонне, т.-е. 12—18 грамм в тонне.

[2]) На этих копях за август и сентябрь текущего 1926 года добыто было: Abbontiakoon 9150 тонн руды, из которой получено золота на сумму 13 296 фунтов; Taquah и Abosso — 19.770 тонн руды, из которой золота — на сумму 7715 фунтов. На полях Ашанти за то же время добыто руды 17.045 тонн и получено из нее золота на 15.806 фунтов. (The Mining Magazine, Vol. XXXV, № 4).

транспортированного на более или менее далекое расстояние от своего первоисточника, — коренных пород. Все реки, прорезавшие территории Золотого Берега в давнопрошедшие геологические времена, как и теперешние реки, протекающие по золотоносным горным породам, содержат в своем песке золото. Старые русла былых рек нередко расположены много выше русла существующих теперь рек (иногда до 100 футов). В иных местах золотоносные отложения в руслах исчезнувших рек так крепко сцементованы в одну сплошную каменную массу, что для извлечения золота требуется предварительное дробление породы; из русла теперешних рек золото легко извлекается обычными способами.

Некоторые реки, как, например, Birrim, Prah, Ofin, Ankobra, очень богаты золотоносными песками, но извлечение их черпаками не дает тех результатов, на которые можно было бы рассчитывать при использовании более совершенных методов, например, применяя всасывающие машины.

До 1903 года сведений о количестве добытого в колонии золота не имеется, но надо полагать, что оно было очень значительно.

Общее количество золота, полученного на разработках Золотого Берега за 20 слишком лет, с 1903 года по 31 марта 1923 года, составляет 5 322 105 унций (∞ 165 536 килограмм), на сумму 22 608 120 английских фунтов (около 214 миллионов рублей).

За 1922—23 годы добыто золота 204 073 унции (около 6347 килограмм), на сумму 866 901 фунтов стерлингов. По утверждению A. E. Kitson'a [1]) можно было бы ежегодно получать значительно бо́льшие количества золота, если бы удавалось привлечь туземцев на подземные работы.

Долгое время золото было почти единственным предметом вывоза с Золотого Берега.

Марганец, нефть, олово, боксит и алмазы были открыты местным геологическим отделом (Geological Survey Departmen) лишь в недавнее время.

Марганец. Главные залежи марганцевой руды были обнаружены только в 1914 году [2]). Крупные требования на марганец в период мировой войны создали очень благоприятные экономические условия для развития местной промышленности. В силу, однако, разных условий, разработки могли начаться только в 1917 году.

В 1918 году добыто было 31 340 тонн руды, в 1924 году — 233 400 тонн и в 1925 году — около 330 000 тонн [3]) (точных данных в нашем распоряжении не имеется).

Общее количество руды, вывезенной к 31 марта 1924 г., составляло приблизительно 422 000 тонн, на сумму 410 000 фунтов.

Марганец на Золотом Берегу встречается в трех различных рудных видоизменениях:

1) содержащие — марганец филлиты и глинистые сланцы, с небольшой примесью кремнистых сланцев,

2) марганец-содержащие гнейсы и амфиболиты и

3) залежи, образовавшиеся вследствие разрушения и выветривания исходных марганец-содержащих пород [1] и [2].

В сущности, марганцевой рудой в настоящем смысле этого слова могут считаться только залежи последнего типа.

Месторождения первого типа, в которых марганец находится в виде кислородных соединений, найдены во многих местах Золотого Берега, как в самой колонии, так равно и на землях Ашантиев и Северных Территорий: в колонии такие залежи имеются в Инсута (Insuta), Дагвине (Dagwin) и у реки Бутри (Butri River), на землях Ашантиев — около Одумазе (Odumase) и Бомпата (Bompata) и в Северных Территориях — в округах Боле (Bole), Уа (Wa) и Лаура (Lawra).

Имеются все основания предполагать, что эти месторождения тесно связаны друг с другом и составляют часть однообразных слоев, отложившихся в геологические периоды на дне океана, некогда покрывавшего теперешнюю территорию Золотого Берега.

Единственные известные до сих пор месторождения типа [2] обнаружены в колонии в нескольких местах к северу от Секонди (Secondi). Марганец здесь встречается, главным образом, в виде родонита.

Залежи третьего типа встречаются во многих местах колонии и протектората, но особенную ценность имеют только залегания в Инсута-Дагвин, по соседству с филлитовыми залежами типа [1]. Мощность этих залежей превышает 100 футов. Почти вся руда очень высокого качества и состоит из кислородных соединений марганца, — главным образом псиломелана, пиролюзита и манганита.

---

[1]) Lecture by A. E. Kitson, Director of the Gold Coast Geological Survey, London Nov. 4, 1924.

[2]) „Outlines of the Mineral and Water-Power Resources of the Gold Coast", by A. E. Kitson, October, 1925.

[3]) *Lloyd T. Emory*, — „Bauxite on the Gold Coast". Engineering and Mining Journal-Press. March 13, 1926.

Анализ руды среднего качества дал следующие результаты: марганца от 50 до 53%, железа — 2—4%, кремнезема — 3—7%, фосфора — 0,1—0,12%.

Для сравнения привожу средние анализы богатой чиатурской и индийской руд [1]).

	Чиатуры	Индия [2])
Марганец	52%	52%
Железо	1%	7%
Кремнезем	8%	6%
Фосфор	0,17%	0,1%

Как видно из этих данных, марганцевая руда Золотого Берега по содержанию марганца не уступает индийским и чиатурским рудам и несколько превосходит индийские руды по меньшему содержанию железа, уступая в этом отношении кавказской руде. Благодаря бо́льшему содержанию железа в руде, ферро-марганец, выплавленный из этой руды, будет неизбежно беднее марганцем, чем выплавленный из руды более обедненной железом: ферро-марганец из чиатурской руды по данным, цитированных выше работ Ферро-Марганцевой Комиссии при СНК Грузии, может быть получен с содержанием марганца до 88,5%, в то время как выплавленный из индийской руды содержит всего 77,5% марганца. В соответствии с этими расчетами ферро-марганец из руды Золотого Берега будет содержать примерно 83—87% марганца.

В послевоенное время и до появления на международном рынке кавказской руды, вывозимой с концессий Harriman'a, марганцевая руда Золотого Берега имела все шансы на успешную конкуренцию с индийской рудой, по крайней мере, в Соединенных Штатах, и не только—благодаря лучшему качеству, но и более удобной и близкой доставке.

С появлением на рынке чиатурской руды спрос на индийскую руду, бывший еще в прошлом году настолько крупным, что даже бедная 35-ти процентная руда сбывалась по хорошим ценам, резко сократился, и даже лучшие сорта с трудом находили сбыт, несмотря на крупное потребление марганца в промышленности главнейших потребителей индийской руды,—Великобритании, Японии и Соединенных Штатов.

Насколько удастся марганцевой руде Золотого Берега конкурировать с Кавказской, покажет ближайшее будущее. Сейчас трудно сказать об этом что-либо определенное.

В виду крайне слабого развития промышленной жизни в британских владениях Золотого Берега заход в эти владения судов с полным грузом крайне ограничен, а это неизбежно должно удорожать фрахт на вывоз сырья. Руда преимущественно вывозится английскими судами в Англию и уже оттуда транспортируется в другие страны, а это в свою очередь ложится бременем на стоимость руды. С другой стороны, сама добыча руды на землях Золотого Берега обходится значительно дешевле, чем, например, на Кавказе. Указанные обстоятельства, одни удорожая, другие удешевляя руду, так или иначе количественно влияют на ее стоимость на месте потребления и не могут быть сейчас учтены за недостатком необходимых для того числовых данных.

В настоящее время настроение с марганцевой рудой на Лондонском рынке довольно вялое. Индийская руда котируется с. i. f. Лондон от 1 шиллинга 4 пенса до 1 шиллинга 4,5 пенса за тонну-процент. Руда лучшего качества, с содержанием не менее 48% марганца и выше,—1 шиллинг 5 пенсов за тонну-процент. Кавказская и бразильская руды — номинально.

На Нью-Йоркском рынке настроение такое же. За лонг/тонну-процент с. i. f. Северо-Атлантический порт при минимум 47% марганца 32—35 пенсов. Кавказская мытая руда (53—55% Mn)—номинально 40 пенсов. Предложение слабое.

Бокситы Золотого Берега обнаружены впервые геологическими разведками 1916 года и с тех пор сведения о них ежегодно пополнялись годовыми отчетами директора геологической инспекции A. E. Kitson'a, его докладами и журнальными статьями.

Колония Золотого Берега и земли Ашантиев обладают огромными запасами боксита хорошего качества, обнаруженными во многих местах. Преимущественно они встречаются на плоских вершинах гор; мощность известных залежей изменяется от 10 до 40 футов.

Главнейшие залежи расположены в двух значительно удаленных друг от друга местностях лесного пояса: на горе Эджьюанема (Ejuanema) в округе Wahu Восточной Провинции Колонии и на гряде Affo в округе Wioso в Западной Провинции.

Гора Эджьюанема (или Uanema на местном наречии), расположенная на плоскогорьи Квау (Kwahu plateau), возвышается над уровнем океана на 2 520 фут. Общий вид горы показан на рис. 1.

---

[1]) „Ферро-марганец и белый уголь в Грузии". Из работ Ферро-Марганцевой Комиссии при С.Н.К. Грузии. Тифлис, 1925.

[2]) По данным *S. B. Banerjea,* Calcutta (Engineering & Mining Journal Vol. 122, № 7), средний состав необработанной индийской руды: железа 5,60%, кремнезема — 2,0%; фосфора — 0,07%, марганца — 46,8%. Обычно хорошие сорта руд дают от 48 до 55% металлического марганца,

Месторождения боксита, занимающие всю плоскую вершину горы, протяжением в длину около одной мили и в ширину около четверти мили в самом широком месте, при средней мощности залежи в (около 6,4 метра) 21 фут оцениваются приближенно в 4 350 000 тонн руды, в большинстве очень высокого качества.

В период мировой войны бокситовые месторождения Золотого Берега объявлены были государственным резервом и, благодаря этому, разведочные работы, организованные местной геологической инспекцией, быстро продвигались вперед. На вершине заложено было 65 пробных шурфов, глубиною 19—31 фут, и прорыто три траншеи, длиною

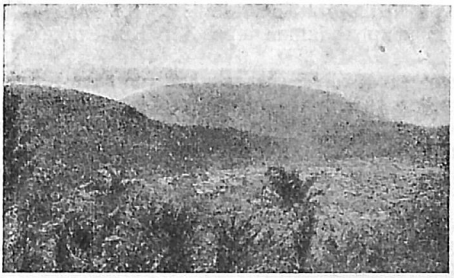


Рис. 1. Вид на гору Эджьюанема.

Рис. 2. Траншея на горе Эджьюанема.

от 40 до 75 футов. Одна из таких траншей в боксите, длиною 50 фут., показана на рис. 2, а разработки на вершине горы — на рис. 3. Склоны горы были опробованы 68 шурфами, глубиною от 3 до 15 футов. Анализ 17-ти образцов боксита Эджьюанемы дал в среднем: глинозема 60,55%, что позволяет рассчитывать на 22,7% металла (при извлечении глинозема по методу Байера и при 70% выхода по току); окиси железа—9,75%; кремнезема—1,42%; титанового ангидрида—2,21%; извести и магнезии—0.73%; гидратной воды—25,59%; окиси ванадия - 0,03%. Подстилающие боксит породы состоят из глинистых и кремнистых сланцев и песчаников. Мощность этих пород достигает до 800 фут.

Боксит несомненно образовался в результате естественного разрушения и выщелачивания текущими водами глинистых сланцев, очень распространенных по всему бассейну главной водной артерии области,—реки Volta.

Процесс бокситизации глин несомненно идет своим чередом и в наши дни. Среди агентов, способствующих удалению из маточных пород кремнезема, не последнюю роль играет, вероятно, углекислый газ, может быть, — и гумусовые кислоты, обязанные своим происхождением обилию гниющих в жарком климате растений.

Выделение из почвы углекислого газа здесь очень энергично; в некоторых шурфах скоплялось такое количество этого газа, что зажженные фонари затухали уже на глубине от 5 до 15 футов от поверхности.

Рис. 3. Разработка боксита на вершине горы Эджьюанема.

Бокситовые залежи Эджьюанемы расположены в (около 2,5 *км*) $1^1/_2$ милях от станции Nkawkaw на железнодорожной линии Accra-Kumasi и возвышаются над ней приблизительно на 1600 фут. Ближайший крупный город Mrgaeso (крупный — в местном масштабе, конечно).

Вопрос об эксплоатации руды на экспорт находится еще в стадии рассмотрения Выгодность разработки здесь (как и всюду, впрочем) зависит, главным образом, от двух факторов,—стоимости транспорта и рабочих рук, не считая, разумеется, влияния спроса.

Высокая стоимость доставки к морю, погрузки и недостаток рабочих рук являются сейчас существенным препятствием к экспорту боксита.

От ближайшего порта Accra бокситовые залежи Эджьюанемы находятся в 111 милях.

Порт Accra не имеет бухты, и суда принуждены грузиться в открытом море с лихтеров. Хотя в настоящее время имеются кое-какие приспособления в порту для облегчения погрузки лихтеров, однако, это мало меняет дело: перегрузка с лихтеров на суда

в открытом море все же остается крайне неудобной стороной транспорта сравнительно малоценного сырья через порт Accra. Возможно, что это обстоятельство заставит отправлять руду через недавно оборудованный порт Takoradi близ Secondi (Secondee), хотя для этого пришлось бы возить боксит более кружным путем через Kumasi (Comassie) протяжением не менее (более 400 *км*) 250 миль Условия транспорта для бокситов Западной Провинции мало чем отличаются от описанных. Если в отношении отпускного порта Takoradi-Secondi условия эти лучше, чем для бокситов Эджьюанемы, то в отношении отдаленности от существующей железной дороги (в 50 милях от ближайшей станции) условия эти хуже.

Хорошие бокситы в Западной Провинции Колонии расположены на нескольких отдельных вершинах горной гряды Аффо (Affo) в окрестностях Сефуи Беквай (Sefwi Bekwai) в 50 милях к Северо-Западу от станции Dunkwa на железнодорожной линии Sekondi-Kumasi.

Станция Dunkwa расположена в 100 милях от порта Secondi. Имеется автомобильная дорога, соединяющая ст. Dunkwa с Wiawso и проходящая через Sefwi Bekwai. В пяти милях от него находятся бокситовые залежи.

Мощность залежей, повидимому, превышает 40 фут., насколько об этом можно судить по сделанным до сих пор наблюдениям.

Рис. 4. Бокситовые разработки на горе Ichinisso.

Из шести вершин, занятых бокситовыми месторождениями, самой важной по качеству руды надо считать гору Ichinniso (Mount Ichinniso). На рис. 4 показаны начатые на этой горе разработки.

Бокситы этих месторождений (Affo, Sefwi Bekwai) несомненно являются продуктом выветривания и выщелачивания филлитов и мелкозернистых слюдяных сланцев, из которых были сложены вершины. A. E. Kitson, считая среднюю мощность бокситовых залежей на этой горной группе только в 20 фут., определяет общий тоннаж залегающего здесь боксита в 50 000 000 тонн.

Анализы средних проб из 20-ти различных образцов руды с горы Supirri, взятых из разных шурфов и с разных глубин: от 3-х до 44-х фут., дали в среднем следующие результаты: глинозем—58,26% (в пересчете на металл—22,5% *Al*); окиси железа 8,12%; кремнезема—0,60%; титанового ангидрида—0,92%; извести—0,26%; магнезии—0,03%; окиси ванадия—0,03%; воды—31,82%.

Запасы металлического алюминия в бокситовых залежах Sefwi Bekwai определяются по крайней мере в 10 000 000 тонн, считая, что каждые пять тонн боксита дают одну тонну металла.

Крупные залежи боксита, кроме описанных, имеются в округе Иенагин (Yenahin district) и на вершине горы Mu (Mie Mount) в 35 милях к западу северо-западу от Кумази (Ашанти).

Менее значительные залежи и еще недостаточно исследованные находятся еще в различных других округах, как самой Колонии, так и земель Ашантиев.

В этих месторождениях боксит частью того же происхождения, что и на плоскогорьи Kwahu и на Affo, т.-е. образовался в результате выветривания филлитов и глинисто-слюдяных сланцев, частью является продуктом выветривания и выщелачивания коренных более или менее метаморфизованных пород, как, например, амфиболиты, или изверженных пород, как диориты и долериты.

Условия транспорта для этих месторождений, значительно более удаленных от берега океана, конечно, еще менее удовлетворительны, чем для месторождений Эджьюанемы и Affo.

Что касается до вопроса о рабочей силе, то здесь дело обстоит еще хуже, чем с транспортом.

Туземное население весьма разбросано, занимается, главным образом, земледелием и не очень-то склонно идти на горные работы.

По последней переписи, согласно указаний L. T. Emory [1]), из всего населения,—приблизительно в 2 300 000, в горном деле занято только 13 400 человек, и то они, главным образом, работают на добыче золота и марганцевой руды. Чернорабочие получают от 30 до 60 центов в день (приблизительно от 60 коп. до 1 р. 20 к.), более квалифицированные рабочие получают в день от 60 центов до одного доллара и 68 центов (~ от 1 р. 20 к. до 3 р. 30 к.).

Рассчитывать на экспорт местного боксита можно только при условии значительного улучшения внутренних путей сообщения и заинтересованности местного населения

[1]) *L. T. Emory*: „Bauxite on the Gold Coast" Engineering & Mining Journal-Press, Vol. 121. № 11.

в заработках. Рассчитывать на пришлых рабочих едва ли возможно по условиям, крайне нездорового для европейцев, тропического климата внутренних областей Колонии.

Алмазы впервые обнаружены были в Колонии Золотого Берега только в 1919 году. Тогда же начаты были энергичные поиски, которые и обнаружили довольно широкое распространение алмазов в Колонии и отчасти на землях Ашантиев. Они исключительно аллювиального происхождения и встречаются почти исключительно в песках и гравии рек и в древних морских отложениях.

Несмотря на довольно широкое распространение алмазов по территории Колонии, промышленное значение пока имеют только россыпи в бассейне реки Биррим (Birrim River, левый приток реки Prah, впадающей в океан у города Sekondi).

Большинство найденных до сих пор алмазов очень мелкие и в отношении величины сильно уступают алмазам Британской Гвианы. Самый крупный из до сих пор найденных на Золотом Берегу алмазов имел всего 9 каратов и к тому же отличался невысокими качествами, в то время как в Британской Гвиане в 1924 и 1925 г. господствующий вес найденных камней был 6,2 и 6,3 карата, и 13 камней (1925 г.) было свыше 9 каратов, при чем самый крупный весил $24^1/_4$ карата, затем 20 каратов, $16^5/_8$ и так далее.

Кроме очень маленьких камней, правда—отличающихся очень хорошими качествами, на Золотом Берегу встречается и довольно много алмазов по $^1/_8$ карата и больше,—до $^1/_2$ карата. Несколько камней было найдено и более крупных и притом очень хорошей воды.

Общее количество добытых алмазов до августа 1924 года составило 64 732 карата на сумму 79 606 фунтов, т.-е. в среднем за пять с половиной лет добыча алмазов на Золотом Берегу ежегодно давала около 137 000 рублей валового дохода.

Как видно из этих данных, алмазные богатства Золотого Берега ни по качеству, ни по количеству не могут конкурировать с россыпями Британской Гвианы, где только за один 1925 год добыто было 182 895 карат (1 160 271 камень) на сумму 819 816 фунтов стерлингов (7 755 000 рублей).

Мышьяк встречается в Колонии в двух соединениях: либо в виде мышьякового колчедана (миспикель, арсенопирит), нередко содержащий золото, либо в виде лёллингита.

Мышьяковый колчедан (*FeAsS*), содержащий золото в кварцевых жилах, имеется в нескольких рудниках, в особенности его много в одном из рудников близ Обуази (Obuasi). Лёллингит попадается в многочисленных жилах аплита вблизи Мамквади и Аппама (Mamkwadu & Appam).

Помимо золота и серебра, минерал этот содержит еще и незначительные количества олова. Содержание мышьяка в нем около 72%, и так как спрос на мышьяк в последнее время увеличился, благодаря широкому применению его для борьбы с некоторыми вредителями и в военном деле, то можно рассчитывать на не безвыгодную эксплоатацию местных залежей.

Содержание мышьяка в миспикеле около 46%, что отвечает примерно 57% белого мышьяка (As_2O_3[1]), а для лёллингита, при 72% мышьяка, выход белого мышьяка составит почти 85% от веса минерала. Цена белого мышьяка на Лондонской бирже в настоящее время 13 фунтов 15 шиллингов [1]) за лонг-тонну, на Нью-Йоркской бирже 3,5 цента за фунт [2]).

Так как главная масса добываемого мышьяка расходуется, главным образом, для борьбы с вредителями в сельском хозяйстве, то цены на него крайне неустойчивы и колеблятся в очень широких пределах.

Олово встречается в Колонии в сравнительно небольшом количестве в виде оловянного камня (касситерит—SnO_2) в жилах пегматита, грейзена и аплита в Мамквади (Mamkwadi) и в пегматите близ Абрема (Abrem).

Имеются некоторые данные о нахождении его также в граните близ Кванпако (Kwanyako). Помимо этого, оловянный камень в сопровождении аллювиального золота встречается в береговом гравии. Отсюда камень извлекался туземцами самым примитивным образом при помощи тыквенных бутылок. Оловянный камень этого типа (the stream tin—речное олово) несомненно образовался в результате векового разрушения морской водой коренных пород, содержавших касситерит. Незначительные запасы „речного олова" найдены были также и в других местах Колонии, кроме Мамквади, а также и в Ашанти; однако, запасы эти так ничтожны, что о систематической добыче из них олова не приходится говорить.

Единственным местом, где такая добыча в небольшом размере еще возможна, остается Мамквади.

Титан, вольфрам и молибден также имеются в колонии Золотого Берега, из них, однако, только один титан отличается довольно значительным распространением.

Вольфрам найден был в виде отдельных кусков минералов волчеца (вольфрамит — $FeMnWO_4$) и шеелита ($CaWO_4$) в содержащем олово гравии лагуны

[1]) The Mining Magazine. October, 1926.
[2]) Engineering & Mining Journal. October 9, 1926.

Mankofa. Вольфрамит является довольно постоянным спутником оловянного камня, поэтому не удивительно, что он и здесь оказался вместе с оловом и, вероятно, был в соединении с касситеритом в жилах пегматитов и грейзена, откуда, подобно оловянному камню, вымыт морской водой.

Молибден найден в колонии вблизи Мамквади в виде молибденового блеска (молибденит — MoS_2) в кварцевом прожилке, представляющем из себя хвост пегматитовой жилы. Он сопровождается незначительными количествами золота и касситерита и довольно значительным количеством черного турмалина (шерл). Подробных исследований не было произведено. Кроме этого месторождения, незначительное количество молибденита обнаружено было Геологической Инспекцией в граните в Северных территориях.

Титан во всевозможных соединениях, как сказано, очень распространен в Колонии. Учитывая содержание титана только в бокситах и, принимая во внимание только подсчитанные месторождения Эджьюанемы и горной группы Аффо, имеем уже около 570 000 тонн титанового ангидрида (TiO_2), что отвечает примерно 325 000 тонн металлического титана.

Помимо этого, в Колонии имеются ильменит (менаканит — $FeTiO_3$), рутил, анатаз и брукит. Наиболее распространен среди этих минералов титанистый железняк, — ильменит.

Он в изобилии встречается в песке и гравии рек и отлогих берегов океана и лагун, чаще всего в соединении с магнитным железняком, а местами и с гематитом.

Рутил, анатаз и брукит встречаются в речных отложениях; рутил, кроме того, встречается в Колонии, в районе Торквы и в округе Соманиа-Агомеда (Somanya-Agomeda district) в виде хорошо образованных длинных кристаллов в прожилках и включениях кристаллического кварца, связанных с жилами пегматита.

Нефть и битумы также имеются в Колонии. Несколько лет тому назад бурением в округе Вопуеге удалось получить нефть очень хорошего качества. В последнее время буровые работы в разных местах округа продолжались и дали указания на присутствие горючего газа и нефти, но так как пройденная глубина была недостаточна, то в настоящее время трудно еще судить, насколько различные нефтеносные слои богаты нефтью и может ли ее добывание быть рентабельным при существующих местных условиях.

Не касаясь здесь вопроса о разного рода строительных и поделочных материалах, которыми Колония в достаточной степени обеспечена для удовлетворения собственных нужд, нельзя не заметить, что при настоящем состоянии наших сведений о минеральных богатствах Золотого Берега можно с уверенностью говорить только о богатствах этой Колонии бокситами, золотом и марганцем. Все остальное нуждается еще в основательных разведках и подсчетах того, что оно может дать Колонии и метрополии.

В последнее время [1]) директор Геологической Инспекции Золотого Берега А. Е. Kitson сообщил об открытии платины в изверженных породах в Mamkwadi. Там найдена мощная жила минерализованной роговообманковой породы, пронизанной довольно значительным количеством различных сульфидов.

Ряд аналитических исследований этой породы обнаружил в тонне от 3,5 до 6 гран (0,23—0,39 грамм) платины, 0,026—0,17% никкеля, 0,14% меди и следы золота и серебра.

Вдоль вновь строящейся железной дороги Хёди-Долина Каде (Hudi-Valley Kade) обнаружены были некоторые метасоматизованные породы, содержащие турмалин, полевой шпат, кварц и сульфиды, исследование которых обнаружило присутствие золота, платиноидов и никкеля в небольших количествах.

Эти указания на присутствие платины дают, конечно, некоторые основания надеяться, что при дальнейших систематических поисках не исключена возможность обнаружить еще и другие, содержащие платину жилы или даже аллювиальные скопления этого металла.

То, что имеется на этот счет сейчас, конечно, при всем научном интересе, не представляет особой промышленной ценности в виду малого запаса руды.

Это же относится до известной степени и к меди, которая, правда, встречается в Колонии очень часто, — в виде разных минералов: малахит и азурит в гнейсе вблизи Akuse и в некоторых других местах, медный колчедан в Мамквади и близ Аквасехо в Квау (Akwaseho, Kwahu) и даже самородная медь в диорите в Аксиме (Axim) на берегу океана; всюду, однако, не исключая и колчеданов многочисленных золотоносных кварцевых жил, медь имеется только в очень незначительных количествах, исключающих в настоящее время всякую возможность рентабельной постановки промышленной ее добычи.

В общем, нельзя не признать, что минеральные богатства Золотого Берега далеко не могут еще считаться вполне обследованными: множество открытий еще впереди и Золотой Берег — широкое поле для деятельности предприимчивых исследователей.

---

[1]) Октябрь, 1926 г. The Mining Magazine.

Гор. инж. И. Я. Микей.

Красногорское месторождение огнеупорных глин.

(*Северный Кавказ*).

Летом 1926 года автору настоящей заметки пришлось принять участие в качестве геолога в научно-исследовательской экспедиции, снаряженной Северо-Кавказским С.Н.Х. для обследования полезных ископаемых Карачаево-Черкесской автон. области огнеупорной глины, юрских каменных углей и др.). Во время работы автором совместно с горн. инж. В. Х. Клоповым было осмотрено месторождение огнеупорной глины у стан. Красногорской (бывш. Верхне-Николаевской). При этом для уяснения картины месторождения нами было сделано несколько разрезов, из которых были взяты пробы глины для заводского и лабораторного испытания. Ниже приводятся результаты выполненного обследования.

Красногорское месторождение огнеупорной глины расположено по обоим берегам Кубани, примерно, посередине между станицами Джегутинской и Красногорской, в 22—27 *км* к югу от г. Баталпашинска. Месторождение известно довольно давно. Первое точное литературное указание на него мы встречаем у Меллера (1). Затем о нем говорят инж. Е. М. Юшкин (2), А. Д. Стопневич и А. Н. Криштафович (3), С. Константов (4) и А. Я. Затворницкий (5). Последний дает наиболее полное геологическое описание района, но о самих огнеупорных глинах говорит очень немного. Все прочие упомянутые авторы говорят о месторождении только вскользь. Более подробное горнотехническое описание мы встречаем в работе горн. инж. В. Х. Клопова (6); повторение его данных встречаем у М. Мартынова (7).

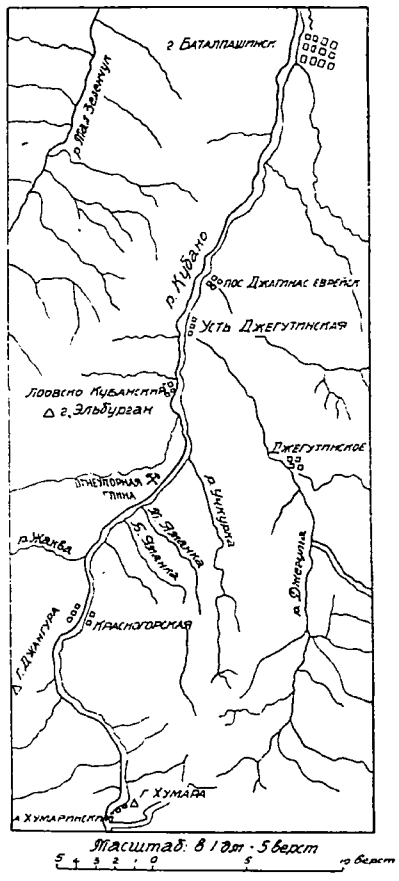


Рис. 1. Эскиз района расположения Красногорского месторождения огнеупорных глин.

До войны и революции месторождение частично эксплоатировалось. Так, в 1909—1910 г.г. глина эта в количестве до 5 000 тонн вывозилась на завод огнеупорных изделий Лемана в Баку (8). Следы соответствующих разработок на правом берегу Кубани сохранились до сих пор. При этом интересно отметить, что во время этих работ эксплоатировался только один верхний пласт глины, мощностью в 1,06 *м*, тогда как ниже его имеется отделенный от него слоем песчаника в 0,08 *м* другой более мощный пласт мощностью в 2,66 *м*, открытый во время поисковых работ этого года.

Геологическое строение прилегающего района на основании исследований А. Я. Затворницкого, давшего стратиграфическую схему деления осадочных отложений района (5), и моих (петрографическое описание пород) (9) представляется в следующем виде. На описываемом пространстве развиты отложения юрской системы. На севере они прикрываются отложениями мелового периода, которые в районе станицы Усть-Джегутинской выходят на уровне Кубани. К югу от описываемого месторождения — в районе станицы Красногорской — известны последние выходы угленосной свиты, относимой новейшими авторами к байосу (А. Затворницкий, А. Стопневич и А. Криштафович) и, быть может, частично к верхам лейяса.

К северу эти выходы прикрываются последовательно:

1) серыми, сланцеватыми, местами песчанистыми, глинами и сильно глинистыми слоистыми песчаниками, относимыми Затворницким к зоне с Cosmoceras subfurcatum. Развита эта зона на пространстве от аула Хумаринского до ст. Красногорской, где она уходит под уровень Кубани и перекрывается.

2) Серыми сланцеватыми глинами с Park. Parkinsoni и вышележащими глинами батского яруса. Относительно последнего Затворницкий (стр. 537) пишет: „Выше зоны Park. Parkinsoni мы встречаем Oppelia aff. fusca Quenst и Haploceras psilodiscus Schloenb— указание на батский ярус; зонального подразделения здесь провести уже нельзя, как нельзя указать и границ бата". Эти глины Затворницкий описывает из 2 мест—по дороге от Красногорской в Кардоникскую, а также из верхов разреза у Хумаринского Аульного Правления. К бату же он относит серые сланцеватые глины, обнажающиеся на левом берегу Кубани ниже ст. Красногорской у впадения в Кубань балки Жако. Экспедицией 1926 г. были встречены аналогичные серые сланцеватые глины и на правом берегу, в местах Затворницкому неизвестных. Все эти серые глины прикрываются толщей песчаников, содержащих в себе огнеупорные глины. На основании списка окаменелостей из этого района, даваемого Абихом (10), разрезов Затворницкого для аналогичного района между Кубанью и Урупом (5) и залегания всей этой толщи на батских глинах, возраст песчаниковой толщи, содержащей огнеупорные глины, определяется как мальмский. Над этой толщей, состоящей из песчаников с пластами огнеупорной глины и разного рода известняков, залегает немая „пестроцветная" толща, состоящая из красных и синих глин и аркозов. Замыкается эта свита, как уже говорилось, меловыми отложениями.

Таким образом, свита, содержащая огнеупорные глины, подстилается серыми сланцеватыми батскими глинами. Вопрос об использовании этих глин в качестве огнеупорных, поднятый во время работ нашей экспедиции, не может считаться разрешенным в положительном смысле, так как до сих пор не закончены соответствующие лабораторные и заводские испытания. Петрографическое обследование, однако, указывает скорее на непригодность их для соответствующей цели: весьма неблагоприятным фактором является присутствие в них мелковкрапленного пирита, микроскопические размеры зерен которого совершенно исключают возможность отделения его от глины. Таким образом, к огнеупорным приходится отнести только мальмские глины.

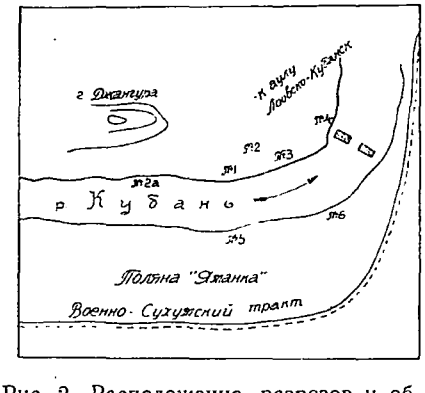


Рис. 2. Расположение разрезов и обнажений обследованных летом 1926 г.

Переходя к описанию непосредственно самой огнеупорной свиты, отметим прежде всего, что как это было установлено работами минувшего лета, свита эта распространена на обоих берегах Кубани. На левом берегу Кубани выходы пород этой свиты начинаются у конца Красной горы (Джангуры) и тянутся по падению до заворота Кубани (около быков для моста Тебердинской ж. д.), где они уходят под уровень реки; на правом же берегу выходы их почти тождественны с таковыми на левом; тут они одно время эксплоатировались

работами Шаура. В осмотренном районе мы имеем ряд обнажений, которые в связи с проведенными нами разрезами дали полную картину строения огнеупорной свиты. Данные разрезов и зарисованных обнажений таковы:

На левом берегу Кубани:

Разрез № 1. На глиноносной поляне у спуска дороги к реке, с правой стороны дороги, в обрыве над рекой. Разрез обнаружил следующую картину:

1. Растительный слой . . . . . 0,35 *м*
2. Песчаник . . . . . 1,68 „
3. Глина жирная, коричневая . . . 0,75 „
4. Песчаник . . . . . 0.53 *м*
5. Глина жирная коричневая . . . 1.73 „
6. Песчаник

Разрез № 2. Выше № 1, над дорогой:

1. Песчаник . . . . . 2,53 *м*
2. Глина светло-зеленая, внизу черный пропласток . . . . . 1,42 „
3. Раковинный песчаник . . . . 0.53 „
4. Песчаник . . . . . .

Разрез № 3, проведенный в 20 *м* от № 2 на сев.-зап., повторил сначала первые 3 горизонта разреза 2-го. Ниже их пошли горизонты 2—5 разреза 1-го.

Обнажение № 4, над водой, напротив быков дает картину разреза № 3.

Наконец, выше по течению, в 20 *м* от разреза № 1, мы имеем в обрыве берега следующий разрез, в котором мощности отдельных пластов несколько изменены по сравнению с разрезами № 1 — 3.

Разрез № 2 — А (запись инж. В. Х. Клопова):

1. Растительный слой . . .
2. Песчаник . . . 2,53 *м*
пл. 1) 3. Глина светло-зеленая . . . . . 1,42 „
4. Раковинный песчаник. . . . . 0,53 „
5. Песчаник . . . 1,06 „
пл. 2) 6. Глина. . . . . 0,62 „
7. Песчаник . . . 1,24 „
8. Глина темная . . 0,17 *м* (пл. 3).
9. Песчаник . . . 2,48 „
10. Глина. . . . . 0,35 „ (пл. 4).
11. Песчаник.. . . . 0.84 „
12. Глина . . . . . 0,40 „ (пл. 5).
13. Песчаник . . . 1,06 „
14. Глина . . . . . 1,86 „ (пл. 6).
15. Песчаник.

На правом же берегу Кубани мы имеем:

Разрез № 5. С правой стороны от дороги при спуске ее к Кубани, в обрыве над рекой (место работ Шаура):

1. Растительная земля с нижележащим галечником . . . . 0,44 *м*
2. Песчаник . . . . . 1,42 „
3. Глина коричневая . . . . . 0,17 „
4. Песчаник . . . . . 0,26 „
5. Глина коричневая . . . . . 0,17 „
6. Песчаник, рыхлый крупнозернистый . . . . . 0,17 „
7. Глина . . . . . 0,17 „
8. Песчаник . . . . . 0,08 *м*
9. Глина . . . . . 0,35 „
10. Песчаник, крепкий крупнозернистый . . . . . 0.88 „
11. Глина . . . . . 0,88 „
12. Песчаник с пиритом . . . . 0,08 „
13. Глина . . . . . 2,66 „
14. Песчаник

Наконец, на том же правом берегу, ниже по течению, напротив быков и обнажения № 4, обрывом над Кубанью высится обнажение № 6, совершенно аналогичное обнажению № 4, но отличающееся от него почти полным размывом горизонта раковинного песчаника, уцелевшего только в виде небольшой площадки (все вышележащие горизонты также смыты). Падение 6°. Азимут линии падения NW 320°. Если мы обратим внимание на то, что горизонты 11 и 13 разреза № 5, по существу, являются одним пластом, разделенным только маломощным (0,68 *м*) пропластком песчаника, то увидим, что общее число пластов глины на обоих берегах будет одинаково — 6: 5 коричневых и 1 зеленый. При этом необходимо особенно подчеркнуть частое изменение мощности отдельных пластов на небольшом, сравнительно, расстоянии, что заставляет осторожно отнестись к подсчету запасов.

Определяя общее число пластов глины в 6, следует оговориться, что на продолжении мальмской свиты, вниз по течению Кубани, в берегах последней среди прочих пород имеются еще пласты глин, в связи с чем геологические их запасы (т.-е. безотносительно к условиям разработки) могут значительно

измениться. Далее следует подчеркнуть, как это и следовало ожидать, почти полное тождество в строении обоих берегов. В качестве руководящих при дальнейших разведках должны быть выделены пласты: 1) верхней зеленоватой глины с черным пропластком внизу; 2) раковинного песчаника и 3) быть может песчаника с пиритом.

В петрографическом отношении породы огнеупорной свиты представлены глинами и песчаниками. (Как видно из разрезов, в районе имеется 6 пластов глин разной мощности) Качество глин различно, что видно уже простым глазом—цвет их 2 тонов—зеленоватый и коричневатый. Глины хорошо распускаются в воде. С HCl почти или совсем не вскипают; наощупь жирные. На изломе некоторых образцов заметна слабая плойчатость. В некоторых на-глаз заметна примесь мусковита (разрез 2 — А, гор. 5). Весьма возможно, что далеко не все из этих глин смогут эксплоатироваться в качестве огнеупорных, но для выяснения этого нужны специальные химические и пирометрические исследования, которые к настоящему времени еще не закончены. В литературе (6) имеются данные следующих анализов, повидимому, относящихся к эксплоатировавшимся обнажениям правого берега (разрез № 5, вероятно, горизонт 11).

	Анализ № 1.	Анализ № 2.
Влаги	0,78%	—
Кремнезема	68,90 „	53,41%
Глинозема	20,90 „	30,77 „
Окисижелеза	—	2,49 „
Извести	Следы.	Следы.
Магнезии	—	—
Щелочей	1.188%	—

У того же автора пирометрический коэффициент ее определен равным 13. Начало спекания 1620°. В Химико-Техническом справочнике ч. II, стр. 147 дается для плавкости цифра 1650° (конус 20). Принимая во внимание, что по новейшим немецким нормам глины с нисшей огнеупорностью имеют начало спекания в интервале 1500 — 1650°, а с средней — 1650 — 1700°, приходятся признать качество Красногорских глин, вопреки старым литературным указаниям, не особенно высоким и, во всяком случае, требующим дальнейших специальных обследований, каковые Крайсовнархозом в настоящее время и производятся.

К числу примесей, могущих повлиять на качество огнеупорной глины в сторону его ухудшения, относятся, часто в них попадающиеся, марказит и гипс. Первый, судя по его облику, представляет собою псевдоморфозы по каким-то растительным остаткам; в виде кристаллов (до 0,5 *см* длины) сравнительно редок, обычно сильно разрушен и пропитан черным сажеподобным веществом. Освобождающаяся при его выветривании серная кислота положила начало встречающимся в той же глине кристаллам гипса. Как гипс, так и марказит, встречаясь в, сравнительно, крупных кусках быть может могут быть удалены тем или иным путем. Гораздо более опасными могут оказаться часто попадающиеся на глинах желтые налеты сернокислого железа, очевидно, тоже являющегося продуктом выветривания марказита, перенесенным и отложенным по капиллярным трещинам породы. Соответственно с таким характером его залегания (налеты по трещинам) оно не может быть отделено от ископаемого, и при валовой добыче последнего (без применения сортировки вручную) может понизить качество его. Следует, впрочем, отметить, что эти налеты и примазки сернокислого железа с глубиною могут исчезнуть, так как процессы приводящие к их образованию, являются процессами чисто поверхностными, а сернокислое железо минералом вадозным.

Что касается запасов месторождения, то таковые при современном состоянии наших знаний района полностью подсчитаны быть не могут. Принимая во внимание отложение глин из мелководного бассейна, приходится

к такому подсчету запасов отнестись особенно осторожно, помня, что именно месторождения глин мелководных характеризуются непостоянной мощностью отдельных пластов, доходящей иногда до полного выклинивания. Соответственно с этим (моим коллегой по обследованию) горн. инж. В. Х. Клоповым (8) был произведен следующий подсчет запасов:

„Для подсчета запасов огнеупорной глины... придется эти запасы разбить по способу добычи их на две части: 1) запасы, которые могут быть вынуты открытыми работами и 2) запасы, в случае благоприятных результатов анализа, могущие быть добытыми подземными работами. В первом случае, благодаря простиранию пластов глины с запада на восток. и слабому (до 5°) падению их на север, на обоих берегах Кубани могут быть выбраны полосы для открытых работ-разрезов. Размеры такой полосы на левом берегу из осторожности выбираем: по простиранию... не более 1 вер., по падению — всего лишь 75 саж. При таких условиях наиболее глубокое залегание, на котором будет встречена глина, не превысит 6 саж. На указанном пространстве запасы огнеупорной глины, при условии взятия всей глиноносной толщи, будут таковы: общую мощность пластов глины левого берега принимаем, согласно полученных нами разрезов, равной 4,905 *м* или около 2,5 сажени. Из осторожности, эту толщу принимаем равной только 2 саж., при весе 1 куб. саж. в 1200 п. Запас этой полосы выразится: 500 с. × 75 с. × 20 с. × 1200 п. = 90 мил. пуд. Запас глин правого берега Кубани для открытых работ будет на площади таких же размеров, как на левом берегу, также—90 милл. пудов. Или общий запас—около 180—200 милл. пудов (33.000 *т*). Что касается запасов глины обоих берегов для вынутия их подземными работами, то можно с достаточной уверенностью сказать, что запасы эти будут значительно больше намеченных нами для открытых работ" (стр. 42—43). Следует отметить, что С. Константов [4]) считает запасы Красногорского месторождения в 1 милл. тонн.

Для установления запасов месторождения в бо́льшем, чем это сделано инженером В. Х. Клоповым масштабе, необходимы дальнейшие детальные разведки, главным образом, по простиранию залежи. Разведки эти тотчас по окончании наших поисков были поставлены сотрудницей Геологического Комитета горн. инж. И. В. Паурэ, начавшей шурфовку местности. Не предрешая результатов этих разведок, все же по отношению к запасам можно сказать, на основании имеющегося матерьяла, следующее: хотя мелководный характер месторождения дает основание особенно осторожно относиться к возможности расширения запасов и распространения глин на бо́льшее пространство, всеже некоторые отдельные обстоятельства дают возможность предполагать последнее. Сюда относятся, главным образом, указания Затворницкого, который упоминает „по дороге на ст. Кардоникскую" (стр. 530) в 4-й балочке „от Красногорской . . . . . верстах в 5—6" горизонт. аналогичный свите огнеупорных глин. Даваемое им для этого обнажения описание глин аналогично даваемому им же описанию глин из основного их месторождения и даже мощности их почти совпадают. Он же упоминает о том, что толща песчаников с линзами конгломератов..., внизу богатая FeS_2 в виде цемента, часто содержащая тонкие прослойки жирных глин... „увеличивается" от Кубани до Урупа с 20 до 100 *м*. Таким образом, есть основания рассчитывать встретить огнеупорные глины и далее на запад, в каковую сторону и должны вестись разведки. С другой стороны, судя по геологическому разрезу местности, есть основания повести разведки на южном, крутом, склоне Джангуры (Красной горы), обращенном к Красногорской, где должны быть выходы мальмских пород.

Литература и примечания.

1) В. Меллер и М. Денисов. „Полезные ископаемые и минеральные воды Кавказского края". Изд. 3. СПБ. 1900, стр. 366—367. Упоминание об огнеупорной глине основано на сообщении горн. инж. Денисова—1887 г.

2) Е. М. Юшкин. „Горное дело в Кубанской обл.". Грозный 1909 г. Две другие его работы по горным богатствам Кубани остались мне недоступны.

3) „Отчет о работах 1916 г.". См. Известия геолог. комитета, 1917 г. т. 36, № 1, стр. 371. Авторы при этом пишут: „Огнеупорные глины... представляют довольно значительное гнездо, в значительной степени уже выработанное... Возможно, что ряд таких же гнезд, имеется по правому и левому берегам Кубани".

4) „Химико-технический справочник" I. Ископ. сырье, ч. II, стр. 147. Ленинград. 1925 г.

5) А. Затворницкий. „Среднеюрские глины по р. Кубани". Изв. Геолог. Ком. 1914, стр. 525.

Он же. „Отчет о работах 1917 г.". Изв. Геолог. Ком. 1918 г., т. 37, № 1, стр. 53—57.

6) В. Х. Клопов. „Полезные ископаемые в районе Тебердинской жел.-дор. ветви". Сборник. „Район Тебердинской жел. дор. в экономическом отношении". Изд. Сев. Кавк. Окрплана. Ростов. 1925 г., стр. 43—45.

7) М. Мартынов (Б-н). „Производительные силы Карачаево-Черкесской автономной Области". Кисловодск". 1926 г., стр. 95—96. Здесь, также как и в некоторых других более старых работах, есть упоминание об пластах совершенно белого каолина толщиной в 2—5 саж. Пласты эти (по Учкурке) нами встречены не были. Возможно, что за каолин были приняты пласты белого песчанистого мергеля, выходящего у впадения Учкурки в Кубань.

8) В. Х. Клопов. „Результаты обследов Прикубанской береговой полосы и т. д.". Рукопись—отчет Северо-Кавказскому С. Н. Х. о работах лета 1926 г.

9) И. Я. Минкей. „Геолог. очерк Военно-Сухумской дороги на участке—аул Георгиевско-Осетинский — бала Учкурка" отчет о работах лета 1926 г. Сдан в печать в „Известия Екат. Горного Института". Настоящая статья представляет собою частичное извлечение из этой работы, несколько измененное и дополненное в применении к глинам.

10) Абих. „Geolog. Beobachtungen auf Reisen im Kaukasus im Jahre 1873". Bull. Soc. des. natur. de Moscou 1874 г. Работа осталась мне недоступна. Список ископаемых приведен у Затворницкого.

11) В ней прослой пирита в 0,04 *м*.

Екатеринослав. Горный Институт.
Кабинет Прикладной Геологии.
19 января 1927 г.

Инж. Н. Н. Филькович.

О месторождении цементных мергелей близ селения Ангушт.

(В Ингушской Автономной Области на Кавказе).

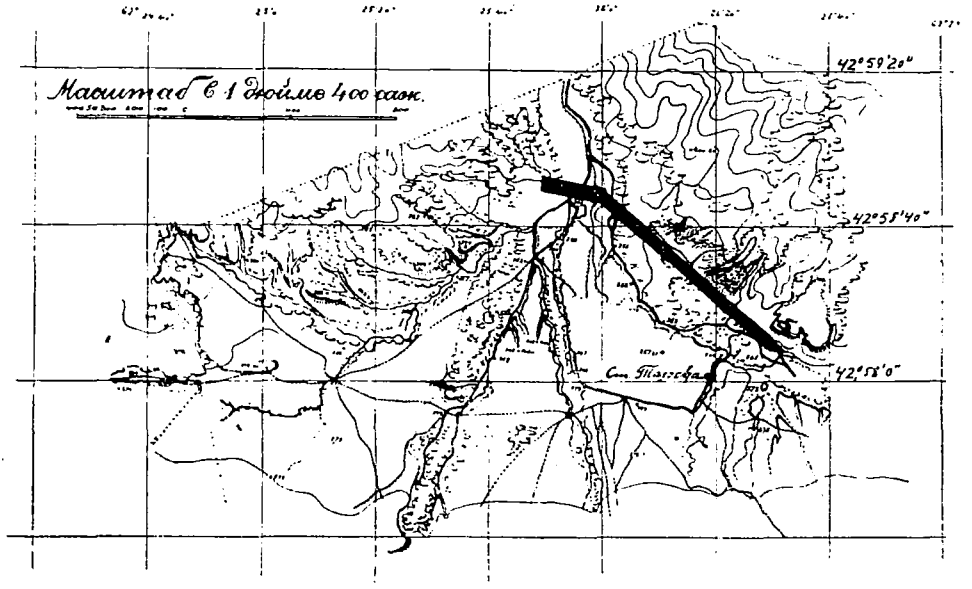
Незадолго перед началом войны 1914 г. месторождения цементных мергелей близ селения Ангушт (Ингушской Автономной Области) были открыты и обследованы группой местных специалистов [1]) и предпринимателей, затем ими были переуступлены компании капиталистов, которые брались поставлять цемент для нужд предполагавшейся к постройке Кавказской Перевальной железной дороги через Архотский перевал.

Тарские месторождения находятся близ гор. Владикавказа в расстоянии по шоссе в 13—17 *км* и в 109 *км* от Грозненского нефтеносного района; они расположены на южных склонах лесистого хребта (Черные горы), который образуется в данном месте простирающимся в широтном направлении высотами гор: Ил (1266 метров абсолютной высоты)—с запада и Кач-Дук (1 262 *м*)—с востока. Этот хребет с востока прорезывается в меридиональном направлении, между названными горами, ущельем реки Камбилеевки, которая несколькими составляющими ее речками в этом месте омывает широкую Тарскую котловину, примыкающую к подножию лесистого хребта.

---

[1]) В августе 1926 г. это месторождение осмотрели: проф. Н. М. Федоровский и проф. П. П. Сущинский, подтвердившие как высокое качество цементных мергелей, так и весьма мощные запасы этого ископаемого.

Первые обнажения цементного камня находятся у самого входа реки Камбилеевки в ущелье, несколько выше слияния с ней ее левого притока, Черной речки, не доходя 1 *км* до станицы Тарской и в 13 *км* от города Владикавказа, по дороге через Камбилеевские хутора. Здесь в руслах обеих речек и местами на высоких берегах, например, около мельницы (абсолютная высота—750 *м*), обнажается свита зеленовато-серых, иногда красновато-коричневых, тонкослоистых цементных пластов, мощностью около 160 метров, с падением по реке Камбилеевки к *NNO* под углом 45°, а по Черной речке около моста, под углом 80°. Отсюда они продолжаются к востоку и западу в отлогих склонах горы Ил и горы Кач-Дук, прорезанных частыми, хотя не крутыми, балками, скрывая под современные глинистые наносы, а местами под мощные флювио-глациальные отложения (крупновалунные конгломераты).



Карта окрестностей с. Ангушт и района р. Черной (левый) и р. Камбилеевки (правый). В черный цвет окрашены места выходов цементных мергелей.

В балке Мезенчикова, которая находится в 2,5 *км* от упомянутого моста через Черную речку и прорезывает свиту пластов цементного камня, толщиною около 120 *м* эти пласты имеют падение к *NNW* под углом от 25° до 50°. В балке Косой, отстоящей от упомянутой балки Мезенчикова в 550 *м* по восточному направлению, пласты цементного камня падают к *NO* под углом в 40°.

В петрографическом отношении свита пластов цементного камня представляется более или менее однородной и цельной, без прослоек посторонних пород, непригодных для производства цемента. Наблюдается только изменение окраски слоев свиты, параллельно которому химическими анализами обнаружена и частичная изменчивость в составе цементного камня.

По составу цементный камень представляет собой мергель тонко землистого сложения. Приводимые ниже таблицы анализов характеризуют его состав в различных разрезах свиты.

I. Таблица анализов цементного камня в разрезе по Черной речке.

	1	2	3	4	Среднее
Потеря от прокаливания . .	34,57	28.91	36,31	38,91	34,67
SiO_2	17,69	28,57	14,49	8,25	17.37
CaO	41,69	33,01	44,45	47,04	41,54
MgO	0,84	1,03	0,65	0.75	0,82
Na_2O, K_2O	4,44	7,26	3,11	3,90	4.68
Гидромодуль	1.92	0,94	2.56	3,93	1,92

II. Таблица анализов цементного камня в разрезе по балке Мезенчикова.

	1	2	3	4	5	6	7	Среднее
Потеря от прокаливания . . .	37,25	30,13	36,19	32,60	39,65	40.60	37,37	36,18
SiO_2	11,17	23.16	14,88	23,79	8.73	6,87	10,73	14,19
CaO	46.79	33,69	43,03	30.22	45,44	50,18	45,33	42,10
MgO	0,50	1,07	0,66	0,90	0,53	0,22	0,62	0,64
MnO	0.17	—	—	—	—	—	—	—
$(Al + Fe)_2O_3$	5,05	10.96	4,39	11,04	4,67	2.68	5,04	6,26
Гидромодуль	2,91	1.01	2,26	0,89	3 43	5.27	2,91	2,09

III. Анализы цементного камня из балки Косой (средняя часть свиты—I; белого плотного мелового известняка из балки Арсамакова—II; Новороссийский мергель (стопластовка)—III.

	I	II	III
Потеря при прокаливании	32,79	41,71	34,7 —36,8
SiO_2	19,67	3,90	16,56—19,56
$(Al + Fe)_3O_2$	3,56	0,98	1,12— 2,12
CaO	41.17	52,26	42,46—45,40
MgO	0,51	0,25	следы
H_2SO_4	—	следы	нет
Гидромодуль	1,8	—	2,40— 2,10

Как видно из анализов Тарского цементного камня, содержание в нем окиси кальция и кремнезема обнаруживает, в некоторых пластах его, довольно значительные отклонения от нормы, предъявляемой к материалу, предназначаемому для выработки цемента. Эти отклонения, то слишком превышают по составу смеси норму, то не достигают ее, почему части свиты пластов, соответствующие этим анализам, не могут в отдельности считаться рабочими, но в комбинации их между собой или при равномерном смешивании частей свиты могут получится средние, вполне удовлетворительные с гидромодулями, не выходящими из пределов нормы. Как известно, случаи такого рода встречаются в практике всех заводов, изготовляющих цемент из природных мергелей. Для примера приведем состав 10 пластов Верхне-Бакинского месторождения (во Владимировке, Черноморской губ.), на котором в дореволюционное время функционировал завод, дававший прекрасный цемент.

Из продольного профиля цементной свиты в этом продуктивном районе, который можно удлинить в обе стороны от балок, т.-е. к западу от балки Мезенчикова и к востоку от балки Косой, по 100 *м*, до более мощных отложений глины и валунных слоев — средняя высота выемочного поля получается в 30 метров. Но, так как, предварительно заложения карьеров от балок, вполне рационально будет углубить их русла на 4 или 6 *м* прорезами, что легко допускается

строением местности, то средняя высота выемочного поля может быть увеличена до 36 метров. Отбрасывая из этой цифры среднюю толщину, максимум 4 *м* глинистого наноса, покрывающего цементную свиту, получим среднюю глубину выемочного поля, собственно цементного камня в 32 метра.

Толщина цементных пластов, целиком прорезанных балкой Мезенчикова, достигает более 80 метров. Таким образом, запас цементного камня во взятом районе, длиною более 800 *м* определяется следующими цифрами: $800 \times 40 \times 32 = 1\,024\,000$ куб. метров, или до 25 млн. бочек цемента.

Исключая из этого количества 20%, которые по разным техническим или топографическим условиям не могут быть вынуты, получим: около 820 000 куб. метров или 20 млн. бочек цемента.

Если прибавить сюда запас, имеющийся в залежах цементного камня около слияния р. Камбилеевки с Черной речкой, в размерах, по самым скромным расчетам, не менее 582 761 куб. метров или 6 000 000 бочек цемента, то общий запас цементного камня достигнет более 26 000 000 бочек цемента.

Кроме того, в виду цельного характера свиты цементного камня и ее значительной мощности, представляется вполне возможным дальнейшее углубление выемки в главном районе у балок Мезенчиковой и Косой, что в конечном счете увеличит запасы цементного камня, по крайней мере до 2 913 800 куб. метров. или 30 000 000 бочек цемента.

Стоимость выемки 9,7 куб. метра цементного камня в карьерной добыче, с откаткой в дореволюционное время по местным ценам не превышала 8 руб. золотом, а вскрытие и удаление наноса стоило около 4 руб. за 9,7 куб. метр.

Само собой разумеется, что определенный запас цементного камня, могущий дать материал для 30 000 000 бочек цемента, более, чем достаточен для предприятия, которое должно быть рассчитано на годовое производство в 500 000 бочек цемента, т.-е. величину местного годового потребления ближайших лет. При значительном же расширении производства, которое, несомненно, следует предвидеть, могут быть использованы колоссальные залежи известняков—в балке Арсамакова, которые по своему составу (см. данные вышеприведенного анализа)—вполне удовлетворительны.

Наиболее удобное место для постройки завода — вблизи мельницы при слиянии рек Черной и Камбилеевки. Устройство отсюда, от высоты 700 *м*, проволочно-канатной дороги, по Камбилеевскому ущелью, до жел.-дор. станции Владикавказ (630 *м*) на протяжении 11 *км*, не представит особых затруднений. Падением достаточно многоводных рек Черной и Камбилеевки можно воспользоваться для получения электрической энергией, необходимой, как двигательная сила для завода и канатной дороги. Наличность в ближайших окрестностях мощных буковых лесов чрезвычайно облегчает разрешение вопроса об изготовлении для завода необходимого количества собственной тары.

Так как в рассматриваемом районе главным потребителем цемента являются Грозненские нефтяные промыслы и Владикавказская железная дорога, то для них имеется прямой расчет устроить на упомянутых месторождениях цементного камня собственный цементный завод, при чем устройство его значительно удешевляется возможностью переброски сюда необходимых машин с одного из бездействующих заводов Новороссийского района [1]).

[1]) Из отчета инженера С. П. Козьмина.

Сделавши общий очерк характера месторождения цементных мергелей близ селения Ангушт (бывш. Тарской станицы), мы перейдем далее к изложению положения вопроса о необходимости постройки портланд-цементного завода в Ингушской Автономной Области и с этой целью приведем здесь полностью содержание пояснительной записки к пятилетнему перспективному плану сооружения цементного завода на месторождениях мергелей близ селения Ангушт Ингушской Автономной Области, составленной нами.

Проектируемый к постройке цементный завод в Ингушской Автономной Области, близ селения Ангушт (б. ст. Тарская) предполагается к производству 500 000 бочек ежегодно.

Основанием для этого послужили следующие выгодные условия эксплоатации: 1) правильное залегание пластов, колоссальные запасы сырья, постоянство стратиграфических условий и выгодные способы добычи ископаемого; 2) отсутствие значительной толщи, покрывающей цементные пласты, пустой породы (трескуна), чрезвычайно удешевляющей ломку и сортировку камня и не требующей непроизводительной работы на обнажение цементной свиты; 3) рельеф местности и проектированная трасса перевальной через Главный Кавказский хребет жел. дороги, проходящей в ближайшем соседстве с месторождением цементного камня в ст. Тарской (Ангушт), сводящая к громадному требованию портланд-цемента, нужного для тоннелей, мостов, гражданских сооружений и т. п.

Состав камня (анализы) этого месторождения оказался также благоприятным для получения портланд-цемента путем обжига при температуре 1 400—1 500° С (вполне подходящим к лучшим мергелям Новороссийского района); 4) близость к Грозному (110 *км* по железной дороге).

По предварительным подсчетам стоимость нового портланд-цементного завода производительностью в 500 тыс. бочек, обойдется (на бочку) при вращающихся печах:

Жилстроительство (при условии, что 60% рабочих будут удовлетворены площадью)	1 р. — к.
Заводские постройки	2 „ 75 „
Оборудование завода	1 „ 75 „
Итого	5 р. 50 к.

Или весь завод около 2 750 тыс. руб.

Прибавляя сюда стоимость ширококолейной жел. дор. от завода до ст. Владикавказ (13 *км*) 480 000 руб., получим общую стоимость 2 750 000 + 480 000 = 3 230 000 руб.

К этому еще нужно прибавить стоимость сооружения гидроэлектрической станции в Ангуште, 500 руб. *KW* средней годовой мощности—1 000 000 руб. (2 000 HP). Всего, следовательно, требуется 4 230 000 руб. основного капитала и 1 000 000 оборотного.

Время сооружения нового цементного завода в Ангуште определяется в 2 года, т.-е. в течение 1926—27 и 1927—28 г.г. Следовательно, реализация продукции может начаться только в 1928—29 году. В качестве топлива для вращающихся печей будет служить мазут, а для силовых установок и прочих нужд — электрическая энергия. В качестве тары — клепка из бука и липы, растущих на месте. Рабсила, по большей частью,—местное ингушское население. Район сбыта цемента от Минеральных вод до Баку.

Стоимость цемента нового Ангуштского завода можно считать, при существующих налицо условиях, водяной силы, дешевой тары (без правленских расходов) — в 4 рубля. Таким образом, в Баку, себестоимость цемента будет около 6 руб. 40 коп. бочка, так как тариф от Владикавказа до Баку на бочку равен 2 руб. 40 коп. Поэтому цемент Ангуштского завода в Баку будет наиболее дешевым (не считая местного завода, изготовляющего цемент самого низкого качества). Нахождение как самых мергелей у селения Ангушт, так и наличие прочих благоприятных условий для постройки завода (лес для тары, вода для получения электрической энергии, камень, глина и песок для гражданских и технических построек, рабочей силы из ингушей) заставляет, пользуясь благоприятным рельефом местности и другими условиями, строить завод со всеми приспособлениями у самого селения и почти у самых выходов мергелей. Для этого проектируется площадь земли в 10 десятин на которой будет построен завод со всеми приспособлениями и все жилые постройки. Инж. Сытин определяет стоимость нового завода, производительностью в 500—600 тыс. бочек, примерно (на 1 бочку):

	При автоматич. шахтн. печах	При вращат. печах.
Жилстроительство [1])	3 р. — к.	3 р. — к.
Заводские постройки	1 р. 50 к.	2 р. 75 к.
Оборудование завода	— р. 90 к.	1 р. 75 к.
Итого	5 р. 40 к.	7 р. 50 .

или весь завод около 2.700 руб. в первом случае и около 3.750 руб. во втором случае (не считая земельного участка). Конечно, для разных местностей Союза стоимость завода будет разная, в виду различных затрат на жилстроительство, поэтому для района Владикавказа возможно снижение за счет более легкого типа жилищ для рабочих. На основании такого заключения инж. Сытина, произведен подсчет жилстроительства в Ангуште, в 1 руб. на 1 бочку, т.-е. считая число рабочих 800 чел. и в среднем на человека 4 кубич. саж. 400 руб. и 50% на оборудование больниц, школы, клуба и проч.—200 руб. итого 480.000 руб., округляя получим 500.000 руб.

На все заводские постройки и оборудование завода взяты те же цифры, что и у инж. Сытина, т.-е. на заводские постройки на бочку цемента—2 руб. 75 коп., а на оборудование завода—1 руб. 75 коп. На основании такого же расчета инж. Сытина, является необходимость в соединении железн. дороги (ширококолейного типа), с Влад. жел. дорогой и сделаны подсчеты о действительной стоимости, при современных условиях, подъездного пути от Ангушта до Владикавказа в сумме 480000 рублей.

Что касается вопроса о топливе и тары, то по тем данным инж. Сытина взяты в расчет: 1) доставка нефти на завод, при условии постройки железнодорожного подъездного пути от Владикавказа до завода в Ангуште, протяжением в 13 *км*, получается всего расстояние от Грозного до Ангушт по жел. дор. 123 *км*, что составит стоимость доставки 16 *кг* мазута из Грозного до Ангушт — 6 коп., против 16 коп. за доставку до Ангушт 16 *кг* Донецкого антрацита, и 2) при применении вращающихся печей будет выгоднее работать на мазуте, чем на твердом топливе. Производство на вращающихся

[1]) При условии, что 60% рабочих будет удовлетворено площадью.

печах потребует расход мазута 32 *кг* против 53,28 *кг* антрацита на бочку, что выражается в разности стоимости таким образом:

На производственный процесс условного топлива на бочку 24 *кг* мазута, при цене франко-завод Ангушт за 16 *кг* — 50 коп.	75 к.
На силовую станцию принято условного топлива на бочку 8 *кг* мазута, при цене франко-завод Ангушт за 16 *кг* — 50 коп.	25 к.
Следовательно, общий расход на топливо выраз. 1 рубль на бочку или на 500 тыс. бочек	500.000 руб.

В случае применения гидроэлектрической энергии расход на топливо значительно уменьшится. Стоимость тары для одной бочки будет 80 коп. Число рабочих определено в 760 человек, по примеру Новороссийских цементных заводов. В отношении сбыта ингушский цемент имеет громадное преимущество для Грознефти и Азнефти, не считая всего Прикаспийского района от Владикавказа до Баку.

В опубликованной Северо-Кавказ.-Край-Совнархозом брошюре по пятилетнему плану индустриализации Сев.-Кавказского края (1924—25 г.) находится следующая заметка по поводу цементной промышленности [1]).

Создание нового цементного завода в Ингушетии даст возможность удовлетворить потребность в портл.-цементе для нужд всех крупных Госпредприятий центральных частей Северного Кавказа, как признано вышеуказанной заметкой о восстановлении и усилении существующих заводов; а посему, основываясь, что цемент из Ингушского завода, поступая, напр., в район Минеральных Вод, Владикавказа, Грозного, Дагестана и, может быть, Баку, будет наиболее дешевым, так как тариф на перевозку цемента Ростов—Владикавказ (не говоря уже о Новороссийском) равен 2 руб. 42 коп. на бочку, Владикавказ—Баку равен 2 руб. 39 коп. на бочку. Следовательно, вновь построенный цементный завод в Ингушетии имеет громадное преимущество в снабжении цементом всех Госпредприятий Северного Кавказа, начиная с самой Владикавказской жел. дороги, Грознефти и кончая Бакинским нефтяным районом. Далее по произведенным предварительным подсчетам, стоимость нового портл.-цементного завода, производительностью в 500 тыс. бочек обойдется:

	На бочку при вращающихся печах.
Жилстроительство	1 р. — к.
Заводские постройки	2 р. 75 к.
Итого . .	3 р. 75 к.

[1]) Стр. 94-я. Из приведенных цифр выявляется возможность для ближайших, по крайней мере, годов восстановления и усиления существующих заводов, кругло в 2,5 милл. бочек путем дооборудования, переоборудования и введения в работу бездействующих сейчас заводов, доводится в 1928—29 г. до 7 милл. бочек, т.-е. увеличивается на 4,5 мил. бочек, при общей затрате за эти годы в 9 милл. руб. на промышленное строительство. Таким образом, отмеченные повышения выработки требуют затрат на бочку около 2 руб.; это же повышение общей выработки Треста путем создания новых заводов, потребовалось бы, в лучшем случае до 27 милл. руб., считая расходы по строительству новых заводов 6 руб. на бочку. Говоря о переброске машин с одного из бездействующих заводов Новороссийского района в Ингушетию, можно указать, между прочим, на один из таких заводов в районе Гелинджика, где преобладание „трескуна" над натуральными мергелями и построенный там завод „Солнце" в настоящее время, ликвидирован. Точно также и другой завод около Туапсе „Молот" также пришлось ликвидировать по причине ограничения запасов „натуральных мергелей" и отсутствия „трескунов", необходимых, как примесь к высоким мергелям, чего в отношении Ингушских мергелей сказать нельзя, как в смысле правильного залегания пластов, постоянства статиграфических условий и состава камня, дающие возможность применять самые удобные и выгодные способы добычи ископаемого, так и в отсутствие значительной толщи, покрывающей цементные пласты пустой породы „трескуны", чрезвычайно удешевляющие ломку и сортировку камня и не требующие непроизводительной работы на обнажение цементной свиты.

Не считая оборудования завода (на бочку 1 руб. 75 к.), в предположении, что будет переброска машины с одного из бездействующих заводов Новороссийского района в Ангушт. Таким образом, устройство нового завода в Ингушетии потребует расхода по строительству не 6 руб. на бочку, как указано в заметке, а всего 3 руб. 75 коп., т.-е. на 2 руб. 25 коп. менее или на 1 руб. 75 коп. более чем рассчитывает заметка, на повышении выработки цемента в Новороссийском районе или весь завод около 1 милл. 875 тыс. руб. на 500000 бочек. Из приведенных заметкой общих затрат на промышленное строительство по цементу в 9 милл. руб., затрата 1875000 руб. на Ингушский цементный завод составит всего 20% от всей суммы (9 милл. руб.), а между тем, Госпредприятия, как Владикавказская жел. дор., Грознефть и т. п. выгадают при этом, по крайней мере, также по 1 руб. на бочку т.-е. на 500000 бочек — 500 тыс. руб., а новый завод в Ингушетии получит чистого дохода, по крайней мере, также по 1 руб. на бочку, или 500 тыс. рублей в 1 год, и в 4 года покроет все расходы по устройству нового цементного завода в Ингушетии.

В заключение Отдел Местного Хозяйства Ингушск. Автономной Области предполагает возможным устроить Акционерное Общество для этой цели с привлечением к участию в нем Кавказ. Окр. Путей Сообщ. и Грознефти и устройством к Владикавказу широко-колейного пути в 13 *км*, которые могут быть устроены Управлением Владикавказской жел. дор. в счет своего взноса за акции. В заключение сделаем следующие выводы:

1. Необходимо построить возле селения Ангушт, Ингушской Автономной Области, новый завод по выделке портландского цемента с производительностью в 500.000 бочек цемента.

2. К постройке завода приступить в 1926—27 операц. году, дабы он мог работать в 1928—29 году.

3. Финансирование завода осуществить путем привлечения крупных потребителей и

4. Если же по каким-либо причинам нельзя будет составить акционерное общество, то нужна дотация, которая будет погашена в продолжении не более 5-ти лет со дня начала работы завода [1]).

Гор. Владикавказ.
19 сентября 1926 г.

---

[1]) В октябре 1926 г., Старший Геолог Геологического К-та в Ленинграде В. К. Ренгартен посетил Ангуштское месторождение мергелей и дал свое письменное заключение в таком виде:

1. В окрестностях селения Ангушт в 12—14 верстах от Владикавказа имеются две площади развития мергелей, пригодных для получения естественного и искуственного портланд-цемента.

2. Здесь отчетливо выделяется продуктивная, достаточно мощняя и однородная и, повидимому, пригодная для непосредственной выделки естественного цемента.

3. Запасы мергелей этого сорта в обоих месторождениях достаточно велики и приблизительно соответствуют цифрам, даваемым С. П. Козьминым: 20—25 милл. бочек цемента.

4. Завод проектируемый у сел. Ангушт, на первое время будет обеспечен мергелями из ближайшей первой площади с запасом на 29.00.000 бочек цемента. В дальнейшем может быть подготовлена эксплоатация второй площади с гораздо более крупными запасами.

В Январе 1927 г., Ангуштское месторождение цементных мергелей осматривала специальная комиссия из Москвы с председателем ее проф. Н. Н. Смирновым и взяла 68 проб мергелей из разных пачек, для анализов.

Н. И. Добринский.

Основное сырье для стекольной промышленности.

Качества и свойства различного рода стекольных изделий зависят от множества факторов, из которых главную роль играют окислы, входящие в состав стекла. Окислы эти получаются из сырых материалов, к которым может быть предъявлено требование чистоты, т.-е. отсутствие посторонних примесей в веществе, дающем требуемый окисел и во всяком случае отсутствие таких примесей, которые влияют вредным образом на качество стекла. Материалов в совершенно чистом виде — без всяких посторонних примесей, мы не имеем как из числа встречающихся в природе, так и из изготовляющихся обычным заводским способом. Все они более или менее загрязнены и годность их зависит от степени чистоты, т.-е. от количества и рода посторонних примесей. Для каждого вида стекольных изделий, в зависимости от требований, которые к этому стеклу предъявляются, посторонние примеси для каждого вида сырья могут быть допущены в различных количествах. Эти количества посторонних примесей до настоящего времени не определены ни одной нашей научной организацией, и каждый практический работник по стеклоделанию бракует тот или другой материал на основе данных химического анализа.

Между тем, установление таких норм является задачей чрезвычайно важной, в виду наличия различного рода сырья и материалов. Данный вопрос больше всех будировался Синдикатом Продасиликат, который в минувшем году поручил это дело Институту Силикатов, отпустив для этой надобности из своих средств необходимые суммы.

Обращаясь к отдельным видам сырья, употребляемого стекольной промышленностью, мы видим:

1. **Кварцевые пески.** Для получения кремневой кислоты, входящей в состав стекла в 60—70% отношении, лучше всего подходит кварцевый песок. От качества кварцевого песка зависит самым существенным образом качество выплавки стекла. Первосортный кристаллический кварцевый песок должен быть, прежде всего, свободным от всякого рода примесей, могущих иметь окрашивающее влияние на стекольную массу. Наиболее опасными примесями и почти неизбежными в кварцевых песках являются соединение железа (окись Fe_2O_3, закись FeO и железистые силикаты). При выработке хрустальных стекол и стекол особого назначения (колбы для электрических лампочек), присутствие Fe_2O_3 более 0,05% являются уже вредной примесью, придающей стеклу зеленоватый оттенок. Для устранения этого цвета необходимо введение обесцвечивающих веществ (перекиси марганца, окиси никкеля, кобальта, металлического селена и селенистокислых солей). Здесь надо оговориться, что при превышении железистых соединений более 0,75%, очень трудно обесцветить массу, и зеленый цвет не вполне пропадает, придавая изделиям нежелательный оттенок.

Опасной окисью является также титановая кислота, придающая стеклу грязновато-коричневый оттенок. Обезцвечивание титановых соединений почти невозможно, а потому большое присутствие TiO_2 в пределах более 0,1% делает песок непригодным для высокосортного светлого стекла. Прочие, встречающиеся в песках примеси: окись глинозема — Al_2O_3, окись кальция и магния — CaO и MgO и окиси щелочей — Na_2O и K_2O, не являются вредными. Хотя в отношении присутствия Al_2O_3 является вопрос спорным и до настоящего времени не разрешенным. Так, например, завод Гусь-Хрустальный и Дятьковская Хрустальная фабрика бракуют люберецкий кварцевый песок исключительно из за присутствия Al_2O_3 в пределах до 2%, между тем, как большинство специалистов по стеклоделанию доказывают обратное явление, а именно присутствие Al_2O_3 в песках до 4% улучшает качество такового. Присутствие CaO, MgO, Na_2O и K_2O, как входящие в состав стекла и обычно имеющиеся в незначительном количестве, не ухудшают качества песка; количество их должно быть принято во внимание при составлении шихты стекла.

Что касается встречающихся в песках органических веществ, то они легко удалимы прокаливанием песка. Если они встречаются в большом количестве, то дают пузыри,

затрудняют очистку стекла и делают стекло мошковатым. При применении сульфата пески с органическими соединениями безвредны, но тогда необходимо количество их учесть, чтобы не вводить излишнего количества углерода.

Пригодность песка для плавки и выработки стекла зависит не только от химического состава, но и от физических свойств его песчинок. Песок должен растворяться в щелочах стеклянной массы и его растворимость тем больше, чем больше наружная поверхность чистых мелких песчинок. Для равномерного хода плавки и для получения чистой массы необходим однородный, в смысле размера, состав зерен песчаной массы, так как песчинки большого размера расплавляются труднее, и, как результат этого, стекло получается с раковинами и пузырями. Лучше всего подходит песок с песчинками в 0,2—0,4 *мм*, с наружной поверхностью не круглой, а граненой. Такое зерно, относительно небольших размеров и, обладая относительно большой поверхностью для воздействия, расплавляется нормально.

В отношении наших кварцевых песков мы имеем сравнительно небольшую литературу. Стекольной промышленности до настоящего времени не уделялось серьезного внимания, и она была предоставлена сама себе. Крупные заводы, изготовлявшие хрусталь, насчитывались единицами. За необследованностью русских песков, такие заводы, в довоенное время, обыкновенно выписывали песок из-за границы, главным образом из Германии (Гогенбокский и Саксонский). Остальные заводы, большей частью мелкие или кустарного характера, для изготовления простого стекла пользовались местными песками, и лишь немногие заводы пользовались песками известных месторождений (Люберецкого, Часов-Ярского и других).

Разработки месторождений шли обычно без всякой системы, без подсчета запасов, и нередко быстро прекращали свое существование, выработав лучшую часть месторождения и неумелой эксплоатацией испортив его для дальнейшего использования.

Вместо внимательного научного исследования сырья и способов его использования, господствовала рутинная плавка по раз навсегда выработанным долголетней практикой рецептам, передаваемым мастерами, по секрету, из поколения в поколение. Эти рецепты требовали определенного материала, при чем отступление от привычного характера сырья считалось уже неприемлемым, и такое сырье забраковывалось. Лишь горький опыт минувшей войны и блокады, закрывшие доступ к нам привозного сырья, вынудили нашу промышленность обратить внимание на собственное сырье.

В дальнейшем, когда в 1922 г. наша промышленность стала возрождаться, Продасиликат, взявший на себя снабжение стекольной промышленности необходимым основным сырьем и материалами, привлек научные организации для выявления запасов и качества наших песков. В результате работы ряда лет было доказано, что наши Люберецкие и Часов-Ярские кварцевые пески по своим химическим и физическим свойствам являются высокосортным сырьем и вполне могут заменить ввозимый германский песок. Единственный недостаток наших песков, это его неоднородность, которая может быть легко устранима путем обогащения. Обогащение песка, т.-е. его промывка не требует больших капитальных затрат. Привоз из-за границы 3—4 машин дал бы возможность иметь нашей промышленности высокосортный однородный песок, что значительно улучшит качество готовых высокосортных стекольных изделий.

Для характеристики приводим ряд анализов песков, употребляемых в Германии и у нас, дающих нам представление о его качестве и встречающих в нем посторонних примесей помимо SiO_2.

Анализы германских песков.

	Дерентруп-ский	Гагенбокский немытый	Гагенбокский мытый	Гронштадский	Эйзенбергский	Эльстерштрааф-ский	Вейсбруннер-ский	Лаасдорфский	Мартинородал-ский	Энтельмайнрей-теровский	Дюссельдорф-ский
SiO_2	99,85	99,71	99,919	99,57	98,71	99,44	88,76	90,55	91,38	86,28	94,50
Fe_2O_3	0,007	0,014	0,008	0,020	0,030	0,068	0,16	0,21	0,47	1,56	1,36
Al_2O_3	0,054	0,040	0,022	0,170	0,59	0,15	7,41	4,09	3,66	8,62	3,20
$(NaK)_2O$	—	0,042	0,011	—	0,53	0,096	2,60	3,25	3,49	2,42	—
MgO	—	0,005	0,004	0,240	0,08	0,028	0,32	0,11	—	0,17	—
CaO	0,002	0,037	0,006	—	—	0,06	—	1,30	0,30	0,12	—
Потеря при прок.	0,08	0,04	0,025	—	0,18	0.09	0,70	0,52	—	2,10	—
TiO_2	не определялся										
Всего	99,993	99,889	99,995	100,0	100,12	99,934	99,95	100,03	99,31	100,27	99,06

Анализы русских песков.

а) Мальцкомбината.

	Песок Ивотской фабрики		Песок Чернятинской фабрики		Будской фабрики
SiO_2	97,61	94,96	96,83	97,70	99,62
Fe_2O_3	0,28	0,37	0,56	0,35	0,06
Al_2O_3	1,66	2,38	1,24	0,91	0,09
CaO	0,08	0,12	0,56	0,35	сл.
MgO	сл.	сл.	сл.	—	—
H_2O	0,11	0,15	0,07	0,04	0,05
Потеря при прокал.	0,41	0,54	0,24	0,24	0,18
Всего	100,15	98,52	99,50	99,59	100,0

б) Часов-Ярского района.

SiO_2	99,29	99,37	99,27	99,13	99,34	99,16	99,07
TiO_2	не обнаружено						
Al_2O_3	0,36	0,35	0,29	0,25	0,31	0,51	0,45
Fe_2O_3	0,09	0,07	0,05	0,08	0,06	0,09	0,08
CaO	0,11	0,16	0,10	0,14	0,08	0,16	0,19
MgO	следы не обнаружены						
Потеря при прок.	0,08	0,11	0,18	0,16	0,10	0,09	0,12
Всего	99,93	100,06	99,89	99,76	99,89	100,01	99,91

в) Латинского района.

SiO_2	99,70	99,57
Fe_2O_3	0,05	0,01
TiO_2	—	—
Al_2O_3	0,12	0,05
$(NaK)_2O$	—	—
MgO	0,01	0,16
CaO	0,13	0,21
Потеря при прокал.	0,04	0,13
Влага гигроск.	—	0,04
Всего	100,05	100,17

г) Люберецкого района.

Комовый песок—обр. №№ 1, 2, 5, 7, 9, 10 от Комиссии по маркировке сырья Г. Э. И. С. (по заданию „Продасиликат'а").

	Обр. № 1	Обр. № 2	Обр. № 5	Обр. № 7	Обр. № 9	Обр. № 10
	в процентах					
1) SiO_2	98,92	99,30	99,38	99,39	99,38	98,58
2) Al_2O_3	0,43	0,19	0,28	0,18	0,26	1,04
3) Fe_2O_3	0,10	0,09	0,08	0,25	0,22	0,16
4) CaO	0,23	0,25	0,13	0,16	0,16	0,25
5) MgO	0,06	0,05	0,05	0,04	0,02	0,02
6) Потеря при прокал.	0,21	0,09	0,18	0,10	0,13	0,06
	99,95	99,97	100,10	100,12	100,17	100,11

Обр. №№ 13, 15, 17, 18, 19, 21 от Комиссии по маркировке сырья Г. Э. И. С. (по заданию „Продасиликат'а").

	Обр. № 13	Обр. № 15	Обр. № 17	Обр. № 18	Обр. № 19	Обр. № 21
	в процентах					
1) SiO_2	99,33	98,95	98,97	99,18	99,12	99,46
2) Al_2O_3	0,24	0,28	0,39	0,26	0,41	0,22
3) Fe_2O_3	0,07	0,15	0,12	0,16	0,20	0,15
4) CaO	0,21	0,20	0,17	0,16	0,15	0,25
5) MgO	0,05	0,10	0,05	0,10	0,04	0,05
6) Потеря при прокал.	0,11	0,15	0,22	0,13	0,16	0,16
	100,01	99,83	99,92	99,99	100,08	100,29

д) Характеристика. — (Химический анализ). 473.[a] Комиссия по маркировке сырья Г. Э. И. С. (по заданию „Продасиликат'а). Пески и песчаники Люберецкого района:

Обр. № 1—слабо-желтоватый песок из карьера близ дер. Котельниково. Обр. № 2—белый из карьера Зогопа. Обр. № 5—белый песок с тонкими бурыми прослойками из карьера близ дер. Лыткарено. Обр. № 7—твердый белый песчаник из того же карьера. Обр. № 9—плотный белый песчаник из 1 поляпки близ горы Волчьей. Обр. № 10—рыхлый белый песчаник из той же разработки. Обр. № 13—белый рыхлый песок из 3 поляпки близ Волчьей. Обр. № 15—белый песок с Поклонной горы. Обр. № 17—плотный сероватый песчаник из Носовских ям (близ дер. Котельники). Обр. № 18 и 19 — плотный желтый или более светлый песчаник из карьера за дер. Панки. Обр. № 21—желтый (полосатый) песчаник из карьера близ дер. Панка.

Саблинского района.

	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII
	в	и	р	о	ц	е	н	т	а	х
1) SiO_2	98,98	98,82	98,97	98,85	99,02	98,51	98,86	98,89
2) TiO_2	—	—	—	—	следы	—	—	—
3) Al_2O_3	0,59	0,52	0,40	0,35	0,35	0,68	0,31	0,33
4) Fe_2O_3	0,26	0,26	0,17	0,16	0,14	0,21	0,20	0,16
5) CaO	0,27	0,31	0,20	0,24	0,30	0,23	0,21	0,29
6) MgO	с л е д ы		с л е д ы				с л е д ы	
7) Потеря при прокал.	0,17	0,28	0,16	0,22	0,23	0,30	0,30	0,23
	100,27	100,19	99,90	99,82	100,04	99,93	99,88	99,90

е) Саблинского района. Ленинградской губерн. из карьера „Захожье".

№ I (средняя проба из образцов №№ 5, 6, 8, 11); № II (образец № 12—средний слой); № III образец № 20—средний слой); № IV (средняя проба из образцов №№ 7, 10, 13 — нижний слой); № V (средняя проба из образцов №№ 15, 19); № VI (средняя проба из образцов №№ 1, 22, 24); № VII (средняя проба из образцов №№ 2, 23, 25); № VIII (образец № 27—белый песок с прослойками глины). От Комиссии по маркировке сырья Г. Э. П. С. (по заданию „Продасиликат'а).

ж) Прочих месторождений.

	Путивльский	Зубцовский	Лопатинский Рязанск. губ.	Турандинский Черепов.	Турбинский Черепов.	Байкальский	Дагестанские Огни	Дагестанские Огни	Армавирский	Минераловодский	Глуховецкий немытый	Глуховецкий мытый	Уральский
SiO_2	98,94	98,68	99,08	96,60	92,17	98,91	95,66	97,92	91,98	94,80	98,20	98,09	98,77
Fe_2O_3	0,12	0,05	0,08	0,17	0,43	0,76	0,93	0,89	0,15	2,00	0,05	0,09	0,25
Al_2O_3	0,16	0,85	0,16	0,96	5,41	0,01	2,12	0,66	2,77	1,40	0,92	0,22	0,50
$(NaK)_2O$	—	—	—	—	—	—	—	—	1,51	сл.	—	0,08	—
MgO	0,10	сл.	0,14	0,61	0,32	—	0,26	0,01	1,55	сл.	сл.	не обн.	—
CaO	0,38	0,14	0,19	1,26	1,27	—	0,57	0,30	0,30	0,46	0,38	0,89	0,12
Потер. при прокал.	0,31	0,35	0,16	0,61	0,37	—	0,29	0,24	1,74	—	0,38	0,51	0,27
Влага гигроск.	—	0,09	0,05	0,15	0,30	0,07	0,17	0,08	—	—	—	0,02	—
Всего	100,01	100,07	99,81	100,21	99,97	99,75	100,0	100,10	100,0	99,42	99,93	99,90	99,91

Пушкинского района—обр. №№ 42, 43, 48. От Комиссии по маркировке сырья Г. Э. П. С. (по заданию „Продасиликат'а").

	Обр. № 42	Обр. № 43	Обр. № 48
	в	п	р	о	ц	е	н	т	а	х		
1) SiO_2	97,65	95,34	99,21
2) TiO_2	0,12	0,12	0,01
3) Al_2O_3	0,79	3,15	0,40
4) Fe_2O_3	0,19	0,24	0,09
5) CaO	0,39	0,57	0,26
6) MgO	0,14	следы	следы
7) Потеря при прокаливании	0,46	0,32	0,10
	99,74	99,63	100,07

Пушкинского района (образцы №№ 50, 52, 62, 64) от Комиссии по маркировке сырья Г. Э. П. С. (по заданию „Продасиликат'а").

	Обр. № 50	Обр. № 52	Обр. № 62	Обр. № 64
	в	п	р	о	ц	е	н	т	а	х			
1) SiO_2	98,38	98,30	98,91	98,76
2) TiO_2	0,20	0,20	0,07	следы
3) Al_2O_3	0,85	0,64	0,46	0,65
4) Fe_2O_3	0,10	0,21	0,26	0,11
5) CaO_2	0,18	0,21	0,26	0,27
6) MgO	0,11	0,11	0,05	0,10
7) Потеря при прокаливании	0,10	0,18	0,12	0,12
	99,92	99,78	99,98	100,01

Пески из деревни Балышево Зубцовской волости, Тверской губернии №№ 1, 3, 4 от Комиссии по маркировке сырья Г. Э. Н. С. (по заданию „Продасиликат'а").

	Обр. № 1	Обр. № 3 (при взятии был тщательно освобожден от покрывающей породы).	Обр. № 4
	в процентах		
1) SiO	96,81	98,76	98,64
2) TiO_2	0,21	0,17	0,10
3) Al_2O_3	1,73	0,65	0,56
4) Fe_2O_3	0,13	0,10	0,10
5) CaO	0,23	0,29	0,15
6) MgO	0,10	0,07	0,08
7) Потеря при прокаливании	0,63	0,29	0,31
	99,84	100,33	99,94

Анализ № 463/П—109.

Песка из деревни „Песчанино" Зубцовской волости, Тверской губернии №№ 2, 5 от Комиссии по маркировке сырья Г. Э. Н. С. (по заданию „Продасиликат'а").

	Обр. № 2	Обр. № 5
	в процентах	
1) SiO_2	97,98	98,47
2) TiO_2	0,14	0,10
3) Al_2O_3	0,95	0,74
4) Fe_2O_3	0,10	0,21
5) CaO	0,42	0,05
6) MgO	0,07	0,03
7) Потеря при прокаливании	0,34	0,35
	100,00	99,95

II. Кальцинированная сода. Сода, преимущественно, продукт фабричного производства. Получаемая естественная сода из содовых озер Сибири практически далеко не исследована и почти никакой роли в стекловарении, даже Сибири, не имеет. Сода изготовляется двумя способами: Леблана из поваренной соли и Сольвея при помощи аммиака. В настоящее время в СССР вырабатывается сода исключительно по методу Сольвея.

Лучшая сода считается содержащая до 99% Na_2CO_3. Обыкновенно доставляемая Химуглем и Севхимтрестом сода содержит Na_2CO_3 в среднем 92%. Однако, сода может быть употреблена без вреда для стекла с содержанием Na_2CO_3 в количестве до 80%, но при этом ценность ее уменьшается не пропорционально содержания Na_2CO_3, а значительно больше.

Посторонними примесями в соде—вода, окись железа (Fe_2O_3), поваренная соль ($NaCl$) и едкий натр ($NaOH$).

Анализ разных сортов соды.

	1	2	3	4	5
В Германии Na_2CO_3	98,5	98,3	97,5	98,6	98,7
„ „ $NaCl$	1,2	0,6	0,8	1,6	1,5
Вода и пр.	0,3	1,1	1,7	—	—
Бельгийской Na_2CO_3	99,24				
(Средние пробы $NaCl$	0,38				
„ „ Na_2SO_4	0,15				
„ „ $CaCO_3$	0,12				
„ „ $MgCO_3$	0,06				
Влага гигроск.	0,015				

Русская сода Химугля и Севхимтреста.

Влага гигроск.	20,86	1,0	0,42	12,52	15,35	0,28	13,70
		в сухой соде:					
Na_2CO_3	97,33	92,92	98,69	98,70	98,45	99,00	99,33
$NaCl$	1,31	—	0,73	0,57	0,61	0,91	0,08
$CaCO_3$	нет	0,07	0,44	0,29	0,56	0,03	0,18
$MgCO_3$	нет	—	—	0,17	0,30	—	0,33
Fe_2O_3	нет	0,07	0,01	сл.	сл.	0,01	нет
Al_2O_3	следы	—	—	0,02	—	—	0,02
Na_2SO_4	0,41	—	сл.	нет	нет	—	—
Нераств. ост. в слаб. HCl	0,94	—	0,06	0,18	0,09	0,01	0,02

Как видно из вышеприведенных анализов, наша сода, по своему составу, не уступает заграничной. Единственный ее недостаток это чрезмерная влага, доходящая иногда до 20,86%. (Данные анализа приведены наиболее характерные). Избежать воды совершенно нет возможности, так как сода способна впитать в себя влагу при некотором стоянии на воздухе. Большой процент влаги надо отнести к способу хранения ее; возможно, что здесь не обходится без некоторого злоупотребления, когда тому или другому хранителю соды необходимо покрыть недостачу, ибо выпущенная с завода сода содержит влагу в ничтожном количестве.

Содержание Fe_2O_3 очень ничтожно и влияния на качество стекла не окажет. Содержание $NaCl$ максимум 1,31 является безвредным, так как большею частью улетучивается. Содержание Na_2SO_4 почти ничтожно и никакого влияния не оказывает. Наконец, возможно, что в соде будет некоторое количество $NaOH$, которое должно быть принято во внимание при составлении шихты.

III. Сульфат. Кроме кальцинированной соды, необходимую для стекла окись натрия (Na_2O) можно получить и из сернокислых солей (Na_2SO_4). Эти соли бывают как естественные, так и искусственные, получаемые из поваренной соли. Естественные соли — Глауберова соль — $Na_2SO_4 \cdot 10H_2O$ и тенардит Na_2SO_4.

Применение глауберовой соли в стекловарении возможно лишь при ее обезвоживании, что и делается в Сибири, на Кавказе и в Карабугазе. Анализ этих солей указывает на их чистоту, но потребление в большом масштабе затрудняется их обезвоживанием и дороговизной ж. д. фрахта

Анализ Карабугазской обезвоженной глауберовой соли:

Na_2SO_4	99,93 — 96,09
$NaCl$	0,03 — 0,03
SiO_2	0,04 — 0,02
H_2O	0,05 — 0,60
$CaSO_4$	сл. — 1,83
$MgSO_4$	сл. — 1,66

Как видно из вышеприведенных, наиболее характерных данных химического анализа, Карабугазская обезвоженная глауберовая соль по своей чистоте является безукоризненной и вполне пригодной для употребления. По заданиям Продасиликата проф. В. П. Ильинским и по заданиям Продасиликата и Главного Химического Управления ВСНХ Институтом Прикладной Минералогии в лице проф. В. Е. Грум-Гржимайло производятся практические опыты по обезвоживанию Карабугазской глауберовой соли; по предварительным данным опыты дают благоприятные результаты. Впредь до получения наиболее упрощенного способа обезвоживания, Карабугазская соль имеет лишь местное значение; 1925 — 26 операционном году употреблялась стекольной промышленностью в небольшом количестве (всего до 1000 тонн) относительно по баснословно дорогой цене.

Стекольная промышленность в настоящее время пользуется искусственно получаемой солью — кальцинированным сернокислым натриевым сульфатом, которой далеко не хватает и еще больше будет чувствоваться недостаток при дальнейшем расширении стекольной промышленности.

Употребляемые сульфаты имеют примерно следующие составы:

Германские.

	1	2	3	4	5	6
Na_2SO_4	94,56	95,80	96,04	96,25	96,80	97,0
$NaCl$	0,08	0,43	0,26	0,30	0,30	0,20
SO_3	0,24	0,25	0,20	0,25	0,40	1,10
$MgSO_4$	0,57	0,14	0,18	0,15	—	—
$CaSO_4$	0,98	0,81	0,83	0,56	0,58	0,58
$Al_2(SO_4)_3$	1,41	0,96	0,65	1,10	0,46	0,55
$Fe_2(SO_4)_3$	0,31	0,52	0,67	0,45	0,65	0,42
Нераств. част.	1,41	1,26	1,48	1,06	0,58	0,44
H_2O	—	—	—	0,21	—	—
Всего	99,56	100,17	100,31	100,33	99,77	100,29

Русские, получаемые, как побочные продукты.

	Бурятомонг.	Химич. форм. зав.	Северопатока.	Шлостинск. порохов. зав.
Na_2SO_4	67,53	81,51	91,80	86,88
$Al_2(SO_4)_3$	19,06	0,06	—	0,85
$Fe_2(SO_4)_3$	0,39	0,08	0,20	1,98
$CaSO_4$	2,39	1,42	0,12	0,37
$MgSO_4$	0,61	0,36	—	—
$NaCl$	5,16	6,54	3,21	5,18
SO_3	0,11	—	2,68	0,96
Нераств. ост.	3,46	10,13	—	4,01
Всего	98,71	100,10	98,01	100,23

Русские (сухой остат.).

	1	2	3	4	5
Na_2SO_4	98,83	94,34	89,36	85,54	76,06
$Al_2(SO_4)_3$	0,18	0,44	0,47	1,91	0,44
$Fe_2(SO_4)_3$	0,04	0,18	0,12	0,19	1,32
$CaSO_4$	—	0,34	0,25	1,41	2,46
$MgSO_4$	сл.	0,10	0,21	—	1,18
$NaCl$	—	—	7,73	6,62	8,91
SiO_3	—	1,17	—	1,77	0,11
Нераств. ост.	0,14	2,32	1,86	2,03	0,92
Потер. п/прокал.	—	—	—	—	8,15
Всего	99,19	98,89	100,00	99,47	99,55

Русские, получаемые стек. пром. в 1926 г.

	1	2	3	4	5
Na_2SO_4	96,6	96,4	54,0	62,8	95,4
Al_2O_3 и Fe_2O_3	0,3	0,3	0,1	0,2	0,3
$NaCl$	0,4	0,4	1,0	1,4	0,9
H_2SO_4	0,8	0,8	0,3	0,4	0,3
Нераств. ост.	0,5	0,5	0,7	0,6	0,6
Влаги	1,2	1,4	43,7	34,4	2,2
Всего	99,8	99,8	98,8	99,8	99,7

Как видно из вышеприведенных анализов, наиболее употребительные германские сульфаты содержат Na_2SO_4 в пределах от 97,0% до 94,56%, и пределом годности для них принимается содержание Na_2SO_4—95%.

В русских же обычно применяемых сульфатах имеем резкие колебания в содержании Na_2SO_4 между 98,83% и 76,06% (не принимая во внимание сульфатов, являющихся побочными продуктами других производств и содержащих Na_2SO_4 еще в меньшем %).

В Германии сульфаты, имеющие состав: Na_2SO_4 — 83,0 — 86,85; $NaCl$ 1,0 — 5,57; примеси—5,0; потеря п/прокал. 11,0 — 7,58, признаются негодными и допускаются в производство лишь в крайних случаях. Необходимо у нас повысить требование к сульфату и установить пределом годности сульфата при содержании в нем Na_2SO_4 не менее 90%, заставив производителей давать нужное промышленности, а не всякие отбросы, как это практиковал последние 2 — 3 года Севхимтрест, отправляя сульфат с содержанием Na_2SO_4 45 — 55% (заводы Башпрома, Мосстеклофарфортреста, Гуськомбината, Ново-Федоровский и др.) и получая деньги как за кондиционный.

Кроме Na_2SO_4 в сульфатах, как видно из вышеприведенных данных анализов, встречается свободная серная кислота (SO_3) и окиси железа (Fe_2O_3).

Серная кислота оказывает особо вредное влияние на стенки горшков и на огнеупорные припасы ванной печи. При употреблении сульфата с содержанием свободной серной кислоты более 1% часто ведет к течи ванной печи, а следовательно, является причиной неоднократной порчи стекольной массы и самого фабриката.

Присутствие окиси железа, хотя бы и в незначительном количестве, под влиянием угля, употребляемого при сульфате, переходит в соли закиси железа, а последние дают стеклу нежелательный зеленоватый оттенок. Сульфат, содержащий окись железа, для сортового стекла и всех видов изделий, где требуется бесцветное стекло, в варку недопустим и может быть введен не более 5% по отношению к соде. Отсутствие достаточного количества щелочей заставило стекольную промышленность обратить также свое внимание на залежи тенардита в районе Средне-Азиатской железной дороги. Надо сказать, что этот вид сырья до сих пор совершенно не был исследован, как со стороны его залежей и возможности добычи и транспорта, а также со стороны возможного его применения в стекольной промышленности. Обследовавший впервые в 1925 году эти залежи, представитель Продасиликата инж. Вейнберг, К. Л. доставил в Москву образцы с содержанием сернокислого натра от 99,9 до 50%.

Последний анализ относился к наиболее худшему образцу, по наружному виду своему значительно отличавшемуся от высокосортного тенардита. В то время как тенардит с содержанием Na_2SO_4—99% представлял собой крупные полупрозрачные кристаллы, последние состояли из мелких кристаллов глауберовой соли спрессованных довольно плотно с землистыми примесями. Из доставленных образцов была на заводе „Свобода" Треста Жиркости б. Дютфуа сделана в тигле первая пробная варка.

Дальнейшее изучение тенардита заключалось с одной стороны в командировании Продасиликатом в Узунсу проф. В. И. Искюль, произведшего более тщательное обследование залежей как в изучении количеств, так и качеств этого сырья. Обследование проф. Искюль подтвердило значительные запасы тенардита, а в том числе высокосортного. Недостатком в добыче тенардита является неправильная постановка, а правильнее сказать, отсутствие рациональной сортировки, что очень важно при таких больших пределах колебания Na_2SO_4, как это имеет место.

Вопросом практического применения тенардита в стекольной промышленности занимался проф. Вайншенкер, И. Е. Для этой цели было отправлено на завод

„Дружная Горка" (там и производились опыты) около 1,5 тонны тенардита. Дабы подлежавший испытанию тенардит приближался к среднему составу добываемого тенардита, таковой был взят из 10 вагонов по 0,15 тонн и смешан. Отдельные пробы дали колебание влаги от 4,1 до 22,279%; средняя проба смешанного и размолотого тенардита колебалась от 4 до 8%, а после нескольких дней вылеживания в сухом месте до 5—6%. Тенардит этот, испытанный проф. Вайншенкер И. Е., дал ему возможность придти к заключению, что таковой является безусловно годным материалом при составлении шихты для полубелого, оранжевого, темно-зеленого и темно-желтого стекла и простого бемского стекла, и что тенардит в этих стеклах заменяет полностью не только сульфат, но и соду. По отношению к сульфату, по мнению проф. Вайншенкера, тенардит имеет даже то преимущество, что он меньше разъедает печь.

До настоящего времени стекольная промышленность получила тенардит (за год) около 120 вагонов. Надо сказать, что за исключением 2—3 трестов, большинство заводов проявляют чрезвычайный консерватизм в вопросе использования тенардита, чем и объясняется сравнительно небольшое применение этого сырья. Надо полагать, что одновременно с улучшением сортировки тенардита и с организацией помола тенардита на месте добычи, с удешевлением его себестоимости франко-стекольные заводы, в результате возможного транспортирования в таре молотого тенардита через Каспийское море (до сих пор тенардит отправлялся исключительно ж. д. в навалку через Ташкент), применение его будет расти.

IV. Углекислый кальций. Для введения в стекло окиси кальция CaO применяют обожженную известь CaO, известковый камень или мел $CaCO_3$. На всех стекольных заводах при варке стекла употребляется преимущественно местные известняки. Качество этих известняков весьма разнообразно и в большинстве случаев страдает от большого присутствия Fe_2O_3, а также Al_2O_3 и SiO_2. Заводы, работающие сортовую посуду, предпочитают брать или Подольский известняк или Белгородский мел.

Анализы заграничных известняков и мела.

$CaCO_3$	98,7	98,9	96,62	81,1	76,5	95,5	98,0
$MgCO_3$	сл.	—	1,51	—	—	—	—
$CaSO_4$	0,25	—	сл.	—	2,5	сл.	—
Fe_2O_3	0,04	0,03	0,14	0,5	0,04	0,15	0,3
SiO_2, Al_2O_3 и нераств. ост.	0,66	1,28	1,59	17,8	20,00 (вода)	3,4 (вода)	1,5
Всего	99,65	100,21	99,86	98,40	99,04	95,99	99,80

	Белгор.	Быто-шевск.	Чернят.	Смол.	Грязев. изв. з.	Федот. Вл. г.	Подольские.
$CaCO_3$	98,06	94,48	95,18	93,40	91,92	92,80	93
$MgCO_3$	—	—	0,14	—	2,88	0,98	0,80
P_2O_5	—	—	—	1,45	—	—	—
$CaSO_4$	—	—	—	—	—	—	—
TiO_2	—	—	—	сл.	—	—	—
Fe_2O_3	0,02	0,11	0,10	0,09	3,54	1,42	0,80
Al_2O_3	0,24	0,63	0,51	1,30			
Нераств.	1,68	4,94	4,18	3,75	1,90	1,38	
Всего:	100,0	100,16	100,11	99,99	100,24	96,58	94,60

V. Поташ. Углекислый калий K_2CO_3 — поташ, как и кальцинированная сода является продуктом фабричного производства и характеризуется крепостью, т.-е. содержанием чистого K_2CO_3; В виду того, что вырабатываемый в СССР на Кубани поташ является наилучшим не только в СССР, но и в мире, почти не имеет за собой конкуренции, на нем останавливаться не будем. Встречающиеся в нем в более или менее значительном количестве серно-кислый калий K_2SO_4 и углекислый натрий Na_2CO_3 необходимо учитывать при составлении шихты и, соответственно содержания этих солей в поташе, определять нужное количество поташа и соды для требуемого сорта стекла. Примеси в виде KCl и H_2O улетучиваются во время варки; SiO_2, Al_2O_3 и Fe_2O_3 и CaO встречаются в небольшом количестве, не заслуживая даже внимания.

Вырабатываемый кустарями в Саратовской губернии поташ стекольные заводы, за непригодностью его, не употребляют, и на нем не останавливаемся.

Анализ заграничного поташа.

K_2CO_3	97,10	97,15	99,45	59,0	78,51	79,62
KCl	0,36	1,25	0,06	15,2	3,09	3,63
K_2SO_4	0,04	—	0,02	4,3	1,84	1,97
Na_2CO_3	0,04	0,07	0,05	15,1	14,85	13,78
Fe_2O_3	0,017	—	—	—	—	—
SiO_2	0,016	—	—	—	—	—
Al_2O_3	0,021	—	—	—	—	—
CaO	0,006	—	—	—	—	—
N_2O	2,40	0,31	0,40	—	—	—
Нераств. остаток	—	0,06	—	6,5	1,63	1,03
Всего	100,00	98,84	99,98	100,1	99,98	100,0

Анализы русских сортов (из Кубани) поташа.

													Саратов. поташ.	
K_2CO_3	92,84	93,57	93,50	94,31	96,47	93,48	95,56	92,96	94,68	93,47	89,22	89,92	89,71	55,60
KCl	4,95	3,84	2,87	3,29	3,12	3,95	3,21	—	3,71	4,87	8,58	8,20	8,80	6,50
K_2SO_4	1,26	0,94	0,86	2,06	0,17	1,58	0,94	—	1,29	1,53	1,98	1,62	1,71	13,06
Na_2CO_3	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	8,80
Fe_2O_3	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
SiO_2	—	—	—	—	0,24	—	—	—	—	—	—	—	—	2,00
H_2O	—	—	—	0,06	—	—	—	5,55	1,30	1,30	0,99	1,25	2,60	13,00
Нераств.	0,48	0,15	1,37	0,31	—	0,28	0,12	—	0,24	0,05	0,18	0,18	0,18	0,40
Всего	99,43	98,50	98,47	100,03	99,90	99,29	99,83	98,51	101,22	101,22	100,95	101,17	102,50	99,36

При отправке поташа потребителям „Продасиликат" старается заводам, вырабатывающим изделия, в которых не должно быть натрия (оптическое стекло, сигнальное стекло, специальные термометрические стекла и др. технические стекла), давать поташ преимущественно чистых сортов.

Из вышеприведенных анализов основного русского сырья, мы видим, что таковое мало уступает заграничному, и казалось бы качество выпускаемых изделий не должно быть хуже довоенного. Между тем, на практике мы видим, что качество выпускаемого готового продукта желает лучшего. Оставляя в стороне необходимость пополнения заводов техническим персоналом, при переходе на отечественное сырье целиком, вызывает необходимость отпускать сырье более однородного состава и наиболее чистых марок. Большую роль в отношении качества продукции играет материал для местонахождения самой массы: ванна, горшок и т. д. Вопросы о качестве глин и огнеупорных припасов (как шамота так и динаса) неоднократно обсуждался на страницах журнала „Керамика и стекло", и в ближайшее время выйдет отдельная брошюра под редакцией Ленинградского Керамического Института и специальная статья о применении огнеупорных глин для горшков и огнеупорных припасов инж. Л. А. Гесбурга, которому предоставлены собранные за последние года материалы Отделом Предприятий „Продасиликата". На вспомогательных материалах, вводимых в специальные сорта стекла, а также красителях мы останавливаться не будем. Эти вспомогательные материалы частью получаются из-за границы (селитра, криолит и т. д.) и частью изготовляются в СССР (свинцовый сурик, бура, борная кислота, окиси меди, урана и т. д.). На качество их нареканий со стороны потребителей не было.

В отношении обесцвечивающих веществ перекись марганца, окись никкеля и селена— нашего производства, а окись кобальта и селенокислые соли выписываются из-за границы. Надо отметить, что до 1925 г. все обесцвечивающие вещества, за исключением перекиси марганца ввозились из-за границы, и лишь с осени 1925 г. Продасиликат организовал у себя производство ряда красителей—окиси меди, железа, хрома—и обесцвечивающих веществ: металлического селена и окиси никкеля. Последняя вырабатывается в потребном количестве, а металлический селен в весьма незначительном количестве до 150 *кг* в год при потребности до 2500 *кг* в год. Малая выработка объясняется почти полным отсутствием сырья (ила из глауберовых башен сернокислотных заводов). Получаемый Продасиликатом из-за границы селенисто-кислый натр нашими заводами почти не употребляется, так как мастера привыкли вводить исключительно металлический селен. Между тем, при нашей бедности, в целях сохранения валюты, казалось бы лучше получать селенисто-и селеновокислые, содержащие до 45% селена, как стоящие почти в два раза дешевле против металлического селена. Кроме того эти соли энергичнее сопротивляются высокой температуре, имеющей место в стекловаренной печи, чем элементарный селен, вследствие чего будет меньше потерь окрашивающего вещества через окисление и улетучивание. Поэтому применение солей также предпочтительнее, чем металлического селена.

Источники:

1) Журнал Главсиликата.
2) „ Вестник Силикатной Промышленности.
3) „ Минеральное сырье.
4) „ Керамика и стекло.
5) Материалы химической лаборатории Дятьковской фабрики.
6) Материалы Института Силикатов.
7) „ Ленинградского Керамического Института.
8) „ Отдела Предприятий „Продасиликат'а".
9) „ Геологического Комитета.

25 января 1927 г.

П. М. Идкин.

К вопросу о механическом обогащении хромистого железняка.

Успешное применение хрома в сплавах — в связи с получением хромистой и хромониккелевой сталей, обладающих весьма ценными свойствами сопротивляться коррозии — открыло новые пути в области использования этого элемента. Особую промышленную значимость хром получил с открытием прямого Hamilton-Evans процесса, в котором хромистая сталь получается употреблением хромистого железняка — минуя ферро-хром, что снижает стоимость получения хромистой стали с 0,1% C вдвое [1]).

В связи с этим, растет мировое потребление единственной руды на хром — хромистого железняка, и реально встает вопрос об учете этого полезного ископаемого в земной коре. По последним сведениям результаты учета мы имели для немногих стран.

Для Соединенных Штатов Северной Америки Burch и Burchard [3]) дают цифру (1921 г.) в 1 208 000 тонн руды, при чем руды с содержанием более 40% Cr_2O_3 — 276 000 тонн и с содержанием 30% — 40% Cr_2O_3 — 932 000 тонн; для Кубы (Burchard [4]) — 92 500 — 170 000 тонн; для Азиатской Турции (Doelter [5]) — 10 000 000 тонн. Для СССР (Урал), базируясь на далеко не исчерпывающих литературных данных и собственных исследований автора [6]), ориентировочная цифра действительных запасов руд может быть выражена цифрой $\geqq$ 2 000 000 тонн *). Как видно, цифры очень небольшие.

Незначительность данной ориентировочной цифры представится яснее, если принять во внимание растущее значение хромовых сплавов, которые займут надлежащее место в развертывающейся металлической промышленности Союза в ближайшем же будущем. Если предположительно взять размеры перспективного годового потребления хромистого железняка для целей черной металлургии в 67 000 тонн (по данным горного инж. В. В. Кисельникова [7]), для химической промышленности (главным образом, переработка на хромпик) — 20 000 [8]) тонн, — всего около 90 000 тонн, то приведенных запасов хватит на небольшой срок, во всяком случае, менее 20 лет в виду того, что многие месторождения расположены далеко от железной дороги и мест потребления (часть месторождений Южного Урала и Северного) и, следовательно, в существующих условиях не могут быть выгодными для эксплоатации, а также потому, что уральские руды нередко содержат менее 40% окиси хрома и нуждаются в механическом обогащении.

В настоящее время, при внутреннем потреблении хромистого железняка в несколько тысяч тонн, остроты положения в этом вопросе не чувствуется, но совершенно очевидно, что одной из важных задач ближайшего будущего явится уточнение наших сведений о хромотоносности Урала — единственного экономически рентабельного района хромовых руд и более точное выяснение промышленного запаса хромистого железняка.

Полагая, что эта работа неминуемо должна будет идти, с одной стороны, в плоскости геологического изучения существующих и частично выработанных рудников, сопровождаясь оценкой их, с другой стороны, в плоскости промышленных разведок, — в настоящей статье я хочу коснуться одной из важных сторон оценки месторождения — обогащения хромистого железняка. Уральские хромистые руды по преимуществу требуют обогащения. Месторождений, заключающих однородную руду с содержанием окиси хрома не ниже 40 — 42% (минимум, требуемый промышленностью) мало. В общих ресурсах хромистого железняка на Урале около половины приходится на руды с содержанием 25 — 35% окиси хрома.

С увеличением потребления хромистого железняка в Союзе до 90 000 тонн в год, превышающим добычу хромита в лучшие годы развития хромовой горнодобывающей промышленности в довоенное время более, чем в 3 раза (в 1913 году добыто около 25 000 тонн хромистого железняка), должны будут коренным образом изменены методы разведок, оценки и эксплоатации месторождений хромита.

---

[1]) См. список литературы в конце статьи.

*) По 300 рудникам хромистого железняка Среднего и Южного Урала.

При учете ресурсов полезного ископаемого должны будут приняты во внимание низкопроцентные руды и, таким образом, вопросы возможности обогащения их будут играть решающую роль в производстве оценки известных рудных районов.

Механическое обогащение хромистого железняка — вопрос для Урала в значительной степени новый, так как единственная обогатительная фабрика при Гологорском руднике работает на высокопроцентных рудах и не может служить примером при решении вопроса в целом.

Основным подходом к изучению вопроса о механическом обогащении хромита является изучение состава руд.

Состав хромистого железняка может быть выражен довольно сложной химической формулой — $(Fe,Mg)\ (Cr,Al,Fe)_2O_4$. Основным и экономически ценным является главный компонент — хромит — $FeCr_2O_4$; кроме того, присутствуют в изоморфных и механических подмесях: пикотит — хромовая шпинель, шпинель, герцинит, магнетит. Значение для степени обогащения руд — различно. Пикотит — разубоживает руду при большом содержании Al_2O_3 (шпинель).

Герцинит — разубоживает руду как в случае механической, так и изоморфной примеси.

Магнетит — вреден лишь в качестве изоморфной подмеси. В качестве механической — отделим. Нередко магнетит присутствует одновременно, как изоморфная, так и механическая подмесь; в последнем случае легко отделяется механически примешанная магнитная часть, что видно, например, из опытов J. T. Singewald [9], который производил подобное разделение хромистых руд из Maryland (Соединенные Штаты Сев. Америки) с последующим анализом отделяемых частей.

Близкие к результатам опыта № 1 — Singewald, дают некоторые уральские магнитные хромиты *).

№№ проб	Выделенные части проб	% % общей массы пробы	Молекулярный состав в % %			
			$FeCr_2O_4$	Fe_3O_4	$FeAl_2O_4$	$MgAl_2O_4$
1	Магнитная часть	56,5	31	49	4	16
	Немагнитная часть	43,5	52	9	20	19
	Итого . .	100	—	—	—	—
2	Магнитная часть	5,9	3	89	8	—
	Немагнитная часть	94,1	10	26	45	19
	Всего . .	100	—	—	—	—

Характер руд является вторым фактором степени обогащаемости руд. На Урале хромистый железняк находится, как в виде сплошных массивных (massive ore) руд, так и в виде вкрапленных — рассеянных руд (dessiminated ore).

Первые, заключены в смятых, нередко силифицированных крепких змеевиках или в серпентинизованных перидотитах, вторые включены нередко в магнезитовые и тальковые породы, подчиненные змеевикам. Содержание окиси хрома колеблется (более постоянно в рассеянных рудах). Как те, так и другие руды с различным успехом могут подвергаться механическому обогащению. Массивные руды, особенно низкосортные, не представляют сплошной рудной массы, а содержат мелкие включения серпентина (видимые иногда только под микроскопом), труднее поддаются отделению от пустой породы; рассеянные руды легче отделяются от пустой породы, к тому же не такой твердой (карбонаты, тальк), почему не требуют предварительного мелкого измельчения.

Все сказанное приводит нас к следующему: массивные руды, содержащие большие количества герцинита, шпинели ($MgAl_2O_4$) и не промышленное содержание окиси хрома, не могут экономично подвергаться механическому обогащению, так как удаление незначительного количества пустой породы мало повысит

*) Например, Андреевских рудников, Верх-Нейвинской дачи.

содержание окиси хрома в концентрате. Присутствие значительного количества магнетита в механической подмеси дает возможность подвергать обогащению руды применением магнитной сепарации [1]); наличие изоморфной подмеси Fe_3O_4 исключает возможность обогащения таких руд. При значительном содержании железа, такие руды могут быть непосредственно использованы для плавки [2]).

Отделение массивных руд от пустой породы требует мелкого измельчения, чем удорожает стоимость обогащения или требует руд с высоким содержанием окиси хрома — 30—35% [3]).

Рассеянные руды могут подвергаться механическому обогащению в случае значительно меньшего содержания окиси хрома, так как хромистый железняк в них более приближается к формуле и легче отделяется от пустой породы. Обе последние особенности рассеянных руд придают им большое значение в будущем Уральской горнодобывающей промышленности, так как механическая обработка их дешевле таковой массивных руд. Минимальное содержание окиси хрома колеблется в различных пределах, в зависимости от условий, в которых будет работать обогатительная фабрика, расстояние последней от рудника, транспорта руды и проч. В среднем его можно принять в 10 — 12% окиси хрома при нахождении фабрики на расстоянии 1 *км* от рудника, при механизированном транспорте руды и наличии дешевой энергии.

Резюмируем сказанное выше в виде таблицы:

Характеристика руд.	Степень и условия обогащаемости.
1. Руды не магнитны после измельчения. Содержат большое количество MgO, Al_2O_3, FeO. $Cr_2O_3 < 30\%$. Пустой породы мало.	Обогащению не поддаются.
2. То же. Содержат большое количество в руде окиси хрома более 30%. Пустой породы не более 10%—змеевики.	Подвергаются обогащению с целью отделения пустой породы, чем достигается повышение содержания в концентратах Cr_2O_3 на 3—5% до 10%. Степень обогащения зависит от степени измельчения (30 — 50 меш.). Степень извлечения хромита — 50 — 80%.
3. Руды магнитные. В порошке можно выделить магнитную часть. Пустой породы не более 10%.	Количество Cr_2O_3 в концентратах зависит от количеств отделенной магнитной части. Обогащение протекает в два цикла: 1. Отделение пустой породы; 2. Магнитная сепарация. Сложная цепь аппаратов. Дорогостоящий транспорт внутри фабрики. Тонкое измельчение до 50 меш. Вывод: в виду дорогостоящей обработки, требуют руд с большим содержанием Cr_2O_3. Возможна утилизация магнетита.
4. Рассеянные руды — мелкие вкрапленники (не более 2 *мм*). Вмещающая порода магнезит, тальков. породы. Содержание Cr_2O_3 более 12%.	Количество Cr_2O_3 в концентратах может быть доведено до 50 — 60%, в виду чистоты вкрапленного хромита. Руды легко обогащаются. Измельчение 20 меш. Упрощенная цепь аппаратов. Степень извлечения 80 — 90%.
5. То же. Средней крупности вкрапления. Вмещающие породы — змеевики.	Степень обогащения зависит от качества зерен хромита и вмещающей породы.

Итак, решение вопроса о возможности обогащения хромистого железняка, как правило, предшествует тщательное изучение минералогического состава, характера руд и вмещающей породы. При оценке руд следует особенно иметь в виду, что себестоимость 1 тонны концентрата сильно возрастает при незначи-

---

[1]) Для целей химической промышленности и изготовления ферро-хрома.

[2]) Использование их для изготовления ферро-хрома — вопрос открытый.

[3]) В американской практике руды с содержанием окиси хрома менее 30% обогащению не подвергаются.

тельном падении содержании окиси хрома в поступающем на фабрику сырье, почему следует для безопасности брать руды с более богатым содержанием окиси хрома, нежели получаемое из расчета минимально рентабельное содержание. Зависимость такого рода приводится на прилагаемом графике рис. 1, где при вычислениях приняты рассеянные руды месторождения, расположенного вблизи места предполагаемой постройки обогатительной фабрики. Ординаты себестоимости 1 тонны концентрата, включая расходы по добыче, транспортировке и механической обработке руды. Как видно, начиная с 20% содержания хромита в руде крутая круто уходит вверх. Так как для данных условий, минимальное содержание будет 20% хромита — при расчете осторожнее взять 22 — 24% $FeCr_2O_4$, что соответствует приблизительно 11% — 12% окиси хрома.

Производительность фабрики по обогащению хромистого железняка тесно связана с размерами рудоносных площадей, для которых проектируется фабрика. Постройка одной фабрики, обслуживающей несколько удаленных друг от друга районов, менее рациональна, в виду значительного перерасхода по транспорту руд (гужевая и железнодорожная перевозка), ложащемся высоким процентом на 1 тонну концентрата. Для рассеянных руд производительность фабрики 50 — тонн в сутки концентратов является наиболее рациональным в существующих условиях, при близости месторождения, с разведанными запасами руд не менее 600 000 тонн. Таких месторождений с разведанными запасами руд нет. Предположительно к ним можно

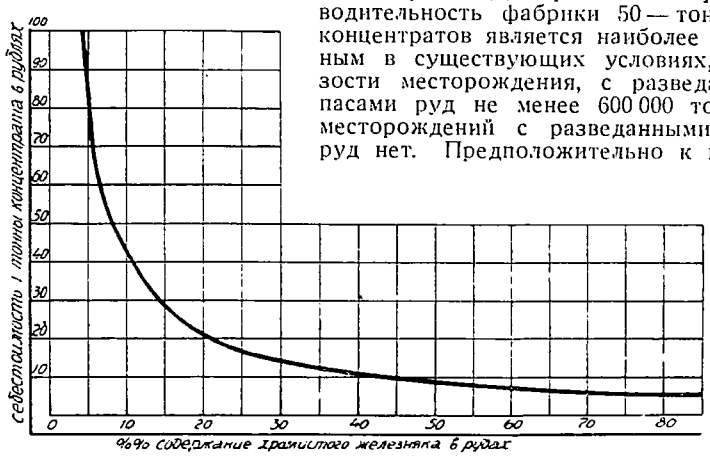


Рис. 1. Себестоимость 1 тонны концентрата в зависимости от %% содержания хромистого железняка в рудах. График относится к рассеянным рудам. При построении кривой принято во внимание % извлечения полезного ископаемого при мокром способе обогащения на столах Вильфлея, а именно: принято при 20% хромистого железняка в руде — извлечение 90%; при 60% хромита в руде — извлечение 84%.

отнести месторождение Убалинское (Южный Урал) и Ключевское (Средний Урал). Для более дорогой механической обработки массивных руд следует увеличивать производительность фабрики (80 — 120 тонн в сутки), вместе с тем, увеличивая радиус обхвата. Из районов со значительным запасом руд, требующих обогащения следует отнести Шайтанскую дачу (Гологорский рудник), Сарановские месторождения, Алапаевский район и другие.

Фабрика должна, по возможности, приурочиваться к месту потребления и в условиях возможности пользования дешевой водной энергией. Количество потребной энергии для указанных производительностей — 60 — 100 *HP*, при условии одновременной работы всех приборов.

Наиболее простую схему обработки хромистого железняка можно дать в следующем виде: 1) грубое измельчение до 50 *мм* (дробилка Блэка 9'' × 15''); 2) тонкое измельчение до 20 — 50 меш., смотря по составу и характеру руд (толчеи Калифорнского типа, бегуны или мельницы); 3) обогащение на столах с предварительной классификацией материала (столы Вильфлея) [1]).

[1]) Отсадка, судя по данным пробного обогащения хромистого железняка на Пышминско-Ключевском медном руднике в 1915 г., является операцией малопригодной и дорогостоящей.

Стоимость обогащения по данной схеме выразится в следующих цифрах (приблизительно) на 1 тонну руды (в рублях):

1. Дробление грубое	0,25
2. Тонкое измельчение	0,25 — 0,40
3. Гидравлическая классификация	0,05
4. Обогащение на столах	0,20 — 0,25
5. Вода и прочее	0,25 — 0,50
6. Амортизация	0,50 — 0,80
7. Накладные расходы (администрация)	0,10 — 0,20
Всего	1,50 — 2,35 рублей.

Расход воды обычно выражается в 6 — 8 тоннах на 1 тонну обрабатываемой руды.

Ниже приводится схема обогащения, принятая Chrome Mutual Corporation (Канада) на одной из своих фабрик [10]).

Производительность фабрики в сутки — 80 тонн; расход воды в минуту — 305,5 литров; содержание Cr_2O_3 в сырой руде — 12%; содержание Cr_2O_3 в концентратах — до 60%.

В заключение следует отметить необходимость ближайшего изучения месторождений хромистого железняка на Урале, в связи с открытием значительных месторождений калийных солей в Соликамском районе.

В самом деле, русский хромистый железняк не может быть, как таковой, сколько-нибудь значительным экспортным продуктом по причине высокой его себестоимости добычи, механической обработки (20 — 30 рублей тонна) и особенно дорогостоящего железнодорожного фрахта до ближайшего порта — Ленинград (около 2 000 км). Конкурировать на европейском рынке с Каледонскими, Родезийскими рудами он не может. Другое дело, вывоз хромпика и особенно калийного (сейчас преимущественно производится натровый). Более дорогой (почти на 30%), нежели натровый, более стойкий, а потому не требующий дорогой упаковки — калийный хромпик может быть выгодным предметом экспорта, свободно конкурирующим на европейском и азиатском рынках с английским и американским калийным хромпиком.

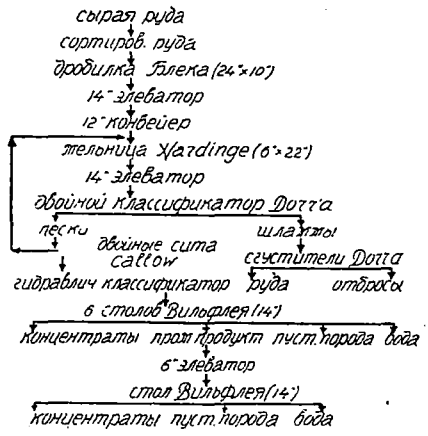


Рис. 2. Схема обогащения хромистого железняка.

Это последнее обстоятельство еще раз подчеркивает возможность выполнения и спешность указанных выше задач.

Литература.

Литература по вопросам использования хрома в сплавах довольно большая, отметим две статьи:

1. Primrosse, H. S. Manufacture and Use of Stainles Iron: Iron Age, Febr. 12, 1925.
2. Hatfield, W. H. Modern Developments in steels resistant to corrosion: Engineering, Novemb., 1925.
3. Burch and Burchard: Mineral Industry, 1924, Chapter of „Chromium".
4. Burchard, E. F. Chromite and chromiferous iron ore in Cuba.
5. Doelter, C. Die Mineral-Beschätze der Turkei: Montanisch. Rundschau, № 8, 1916.
6. В Нижне-Тагильской, Невьянской, Верх-Нейвинской, Билимбаевской, Нижне-Исетской, Каменской и Монетной дач.
7. Кисельников, В. В. Наши естественные горные ресурсы, теперешнее использование их и его возможные перспективы. Горный Журнал, 1926 г. № 1—3.
8. Юшкевич, Н. Ф. О перспективах минеральной химической промышленности на Урале. Сборник «Урал» № 1, стр. 107—110, 1922.
9. Singewald, I. T. Economic Geology, vol. 14, p.p. 189—197, 1919.
10. Diller, I. S. Chromite in 1916. Mineral Ressources of the United States, 1916, part I, p.p. 21—38.

10-го декабря 1926 г., г. Свердловск.

Акад. Ф. Ю. Левинсон-Лессинг.

Базальтовое литье.

В бытность мою в Париже мне удалось посетить завод базальтового литья, принадлежащий Акционерному Обществу „Compagnie Générale du basalte". В виду громадного интереса, который представляет это производство, и учитывая не только крайнюю желательность, но, я сказал бы, необходимость поставить это дело и у нас, я хочу поделиться с читателями журнала „Минеральное Сырье" тем, что я вынес из осмотра вышеуказанного завода.

Базальт, как известно, издавна применяется для мощения дорог и в строительном деле. Путем механической обработки из базальта приготовляют ступени, фризы, половые плиты, правильной формы камни для мощения улиц, для каменной кладки и т. п. Значительная климатическая стойкость и механическая прочность базальта подавали повод искать для него более широкого применения; но там, где требовалась более детальная отделка или более сложная форма, применение базальта встречало препятствия в его твердости и, следовательно, в трудности и дороговизне механической обработки. Доктору Риббу (Ribbes), который жил в базальтовой области Мориак в Оверни, пришла в 1909 году счастливая мысль применять для изготовления такого рода изделий базальтовое литье, т.-е. плавить базальт и получать те или иные изделия литьем наподобие чугунного литья. Как известно, расплавленные силикатные горные породы, к которым принадлежит и базальт, застывают в виде аморфной стекловатой массы, если охлаждение расплава происходит в обыкновенных лабораторных условиях или в металлургической практике (шлаки). Так произошло и здесь: изделия получились в виде хрупкого стекла, т.-е. были негодны. На первых порах казалось, что задача, которую себе поставил Рибб, не разрешена. Рибб, однако, сделал отсюда правильное заключение, что надо добиться, чтобы вылитый в изложницу жидкий базальт не застывал в виде стекла, а снова кристаллизовался, т.-е. найти соответствующие условия охлаждения, при которых из жидкого базальта получалась бы снова кристаллическая масса. Когда ему удалось разрешить эту задачу, проблема базальтового литья была решена и оставалось только осуществить ее в заводском масштабе. Уже в 1913 г. было приступлено к сооружению соответствующего завода, но война прервала и это начинание, как и многие другие. По окончании войны в последние годы для эксплоатации патента Рибба было организовано Акционерное Общество „Compagnie Générale du basalte", которое и построило завод в предместье Парижа на берегу Сены в Vitry sur Seine. Завод функционирует уже три года; оборудование его еще не закончено, не все в достаточной мере механизировано, но работы в этом направлении частью уже ведутся, частью намечены; в частности следует отметить тоннельную печь в 40 *м* длиною, предназначенную для отпуска литых изделий; печь уже почти закончена и значительно повысит производительность завода.

Результаты, которых удалось достигнуть, можно сказать, блестящи, как свидетельствуют об этом многочисленные данные испытаний, письма заказчиков и быстро разрастающаяся сфера применения базальтового литья. Большая заслуга в этом отношении принадлежит техническому директору завода, на долю которого выпало осуществление в заводском масштабе идеи и патента доктора Рибба.

При современном оборудовании может быть изготовляемо литье длиною до 1 *м* при ширине в 0,5 *м*.

Базальт привозится из Оверни и измельчается на заводе в обыкновенной дробилке, которая приводится в действие мотором в 22 л. с. Измельчение доводится до величины кусков в 10—15 *см*; получаемый при измельчении базальтовой порошок тоже идет в дело или для мелкого литья, или вместе с кусковым базальтом; иногда часть его продается химическим заводам. Таким образом, сырье утилизируется полностью, отбросов нет. В металлургической печи температура доводится, по словам директора, до 1 500° (по проспектам до 1 300°, что, повидимому, вернее). Базальт получается совершенно жидкоплавкий и льется в изложницы, как чугун. Печь рекуперационная; горячие газы подогревают верхние слои базальтовой массы, которая падает в нижние слои уже значительно подогретой.

Плавление производится либо в электрических, либо в газовых печах; при мне расплавленный базальт был вылит в изложницу из газолиной печи [1]).

В настоящее время на производство 1 *кг* базальтового расплава расходуется один *кв./час.*; количество затрачиваемой энергии может быть уменьшено, а следовательно, можно ожидать в дальнейшем и удешевления производства.

Рис. 1. Ломки базальта в Оверни.

В настоящее время тонна плавленного базальта обходится в 300 франков. Персонал завода очень невелик; всего сорок человек (рабочие и административный персонал). Из печи расплавленный базальт разливается прямо в чугунные или стальные формы; для мелких изделий применяются песочные формы. Самая важная часть операции — это охлаждение и кристаллизация вылитого в форму базальта. Это производится в особых печах, в которых изделия остаются в течение 8—10 дней при начальной температуре в 750—800°. Начальная температура и продолжительности операции отпуска определяются размерами изделий. В настоящее время работает несколько таких кристаллизационных печей; как уже указано выше, почти закончена постройкой длинная тоннельная печь, которая будет работать непрерывно.

Вылитый в формы базальт очень быстро застывает с поверхности, но именно только с поверхности. Уже через несколько минут такое застывшее с поверхности литье можно вынимать из формы железными вилками или щипцами и ставить непосредственно в печь; но внутри масса еще жидка и при медленном охлаждении кристаллизуется. Изделия в охлажденном состоянии имеют вид как бы эмалевый, блестящий, так как они покрыты тонким стекловатым слоем, играющим роль эмали; но за исключением этой тонкой наружной пленки вся масса темносерого или почти черного цвета, имеет вполне каменистый вид и плотное каменистое сложение. В песчанных формах получаются изделия с матовой поверхностью. Отсутствие всяких пор является одним из важных и ценных свойств базальтового литья. Вынутое из печи, после отпуска, изделие является совершенно

[1]) Разрез и описание электрической печи для плавления базальта можно найти в статье Hebé, которая попала в мои руки лишь теперь, при чтении корректуры (V. Neveux. L'industrie du basalte fondu, в журн. Le Génie Cioil, 1925 г., № 3). См. реферат в журнале „Минеральное сырье“ № 2 1926 г.

готовым и никакой дальнейшей обработке не подвергается, что, конечно, тоже следует считать ценным свойством этого материала.

Изделия из базальта изготовляются или в виде чистого литья, или сложные с примесью железных частей, как, например, изоляционные шары с железными крючками и т. п. При этом не требуется никакого скрепления железных частей с базальтовыми, так как при одинаковом коэффициенте расширения железа и расплавленного базальта скрепления вставленных в форму железных крючков или иных железных частей с базальтом является настолько полным, что получается изделие как бы из одного материала.

Рис. 2. Образцы базальтового литья: 1 — труба; 2 — камень для брущатной мостовой; 3, 6, 10 — ребристые изоляторы для высоковольтных передач; 4, 9 — изоляторы для третьего рельса электрических дорог; 7 — половая плитка; 5 — бак для химического завода. В изоляторах №№ 6, 8 и 10 имеются впаянные железные части.

Базальтовое литье отличается высоким коэффициентом сопротивления сжатию, очень незначительной изнашиваемостью, высоким сопротивлением электрическому пробою и исключительно ценными изоляционными свойствами. Поэтому особенно широко применение базальтового литья для изготовления различных изоляторов для токов высокого напряжения. Перед фарфором и стеклом они имеют преимущество большей прочности (они менее хрупки) и дешевизны.

В настоящее время главной областью применения базальтового литья является электротехника: подвесные изоляторы для воздушной передачи токов высокого напряжения, изоляторы для, так называемого, третьего рельса (по которому идет ток) подземных городских и иных электрических железных дорог и т. п. Вторая область применения базальтового литья это плиты и иные части для постройки кислотоупорных баков в электрохимии и других химических производствах. Наконец, третья область это камни для мостовых и плиты для разных строительных надобностей. Применение литого базальта для брусчатой мостовой с первого взгляда кажется парадоксальным. Почему не довольствоваться просто обтесанным базальтом, как это делалось до сих пор? Почему прибегать к помощи литья? А потому, что изготовление кубиков, брусьев и плиток литьем обходится дешевле, чем механической обработкой, потому что получается полное тождество размеров и потому, что базальт при этом приобретает еще большую прочность.

Вот несколько данных о базальтовых изделиях и их свойствах.

Прочность на пробой около 70 киловольт на сантиметр;

Сопротивление сжатию от 3 000 до 4 000 *кг* на *кв см*.

Истирание 0,6—0,9 *мм* при 1 000 оборотах круга песчаника.

Изоляторы для третьего рельса, по которому в эксплоатации проходит ток в 500 или 1 500 вольт, выдерживали испытание при 10 000 вольт.

В подвесных изоляторах электрическое сопротивление 10 000 вольт, механическое до 5 000 *кг*.

Анкерные болты выдерживают испытание при напряжении в 30 000 вольт и механическое испытание свыше 12 000 *кг*.

Пластинки толщиною в 11,5 до 12,1 *мм* пробивались током лишь в 66 000 до 70 000 вольт Сопротивление изоляторов разрыву до 37 000 *кг*.

Изолятор № 604 при диаметре в 90 *мм* высоте в 67 *мм* и весе в 400 *г* пробивается в масле током в 45 000 вольт; пробитый изолятор не выходит из строя, так как расплавленный током базальт снова затвердевает; для других образцов требовалось для пробивки в сухом виде 38—40 киловольт, под дождем 18—20; резкие колебания температуры не разрушают изолятора; образцы, нагретые в воде до 65° и быстро погруженные в воду 12° никаких видимых повреждений не обнаружили.

Есть образцы, которые выдерживали ток до 50 и даже почти до 90 киловольт.

Должно быть также отмечено отсутствие гигроскопичности.

В архитектуре базальтовое литье может иметь широкое применение в виде плит, капителей, облицовок, фризов, барельефов и т. п. Баки пригодны для металлургии, для химической промышленности, для электрохимических производств, в текстильном деле.

Особенно широкое применение имеет однако базальтовое литье, как уже указано, для трамвайных сооружений и электрических дорог. Вот выписка из записки заведующего городскими железными дорогами и технической их частью в Париже:

„Совершенный изолятор должен обладать следующими свойствами: 1. Отсутствие гигроскопичности. 2. Изоляционная способность не должна меняться от перелома или иного механического повреждения, 3. Высокое механическое сопротивление и значительная изоляционная способность. 4. Отсутствие деформаций или изменений под влиянием атмосферных воздействий.

Чтобы определить, какой материал может дать такой идеальный изолятор, были произведены лабораторные испытания и испытания в эксплоатационных установках над различными материалами (парафинированное дерево, фарфор, асфальт и др.) и над базальтовым литьем. Наилучшие результаты дал базальт. Этот изолятор обладает всеми необходимыми качествами; единственный его недостаток—хрупкость, но всетаки опыты показывают, что его хрупкость вдвое меньше хрупкости фарфора. Сопротивление разрыву 8 300 *кг*, а у фарфора 3 810.

Применение базальта должно быть широко развито для изоляции линий в 600 или даже 1 500 вольт. Все части трамвайной линии, находящиеся в сырых галлереях могут быть хорошо изолированы изделиями из плавленного базальта. Опыты были произведены с очень разнообразными изделиями и установили, что базальтовое литье ведет себя лучше, чем фарфор, который до сих пор рассматривался, как самый лучший изолятор.

Что касается воздушных линий, то для них базальтовое литье безусловно должно заменить фарфор и другие изоляторы.

Точно также базальтовое литье должно быть применяемо для изоляции тех электрофицированных железнодорожных линий, в которых передача тока моторам производится при посредстве третьего рельса.

Базальт представляет то преимущество, что в виде литья ему можно придавать любую форму, что он прекрасный изолятор, что он не гигроскопичен и что на него не действует тепло. Высокая температура электрической дуги вызывает в базальтовом литье также, как и в фарфоровых изоляторах, отслаивание поврежденных частей, но в то время как фарфор, лишенный эмалевого слоя, становится проницаемым для воды, базальтовое литье остается однородным и его изоляционная способность при этом нисколько не меняется“.

Приведенных данных, мне кажется, достаточно не только для того, чтобы отметить высокие качества базальтового литья, но чтобы вместе с тем обратить внимание на необходимость применения базальтового литья и у нас. И, конечно, надо стремиться к тому, чтобы не выписывать готовые изделия, а поставить производство их

у нас. Базальты имеются у нас на Кавказе и в Закавказье и во многих районах Сибири. Следует особенно рекомендовать авгитовые пофириты (диабазы) с Суисарского побережья в Кондопожской губе на Онежском озере. Эти породы, мне кажется, вполне могут заменить базальт как в случае постройки завода вблизи Кондостроя, так и в случае вывоза сырья в другое место, так как месторождение находится на самом берегу Онежского озера. Возможно, что базальт может быть заменен и андезитами или близкими к ним лавами, б. м. и габбродиабазами западного побережья Онежского озера. Лабораторные опыты помогут нам решить вопрос о пригодности тех или иных близких по химическому составу к базальтам горных пород.

Что касается вопроса о том, строить ли завод базальтового литья вблизи месторождений базальта или иного подходящего материала, или же в крупных промышленных центрах, как это сделано во Франции (завод в Париже, куда базальт доставляется из Оверни), то для его решения должны быть сделаны соответствующие экономические подсчеты. Дальность расстояния местонахождения базальта от завода, конечно, представляет неудобства, вследствие большого накладного расхода на перевозку. Но вместе с тем нельзя упускать из виду и того обстоятельства, что перевозка базальта обходится значительно дешевле перевозки готовых изделий.

Август 1926 г. Ленинград.

Горн. инж. А. С. Телетов.

Заготовка сульфата на промысле „Умчал“ Кара-Бугазского залива.

Процесс отложений мирабилита. Понижение температуры вод залива Кара-Бугаза до + 5,5° в зимние месяцы (декабрь—февраль) вызывает выпадение, из насыщенного его рассола, кристаллов мирабилита. Волны несут в это время года к берегу колоссальное количество соли, которая ложится вдоль берега местами на большом протяжении полосами, мощностью до 1 *м*, шириною до 10 *м* и более. Такие выбросы встречаются в местах наиболее благоприятного положения береговой линии по отношению к господствующим ветрам.

Рис. 1. Выбросы соли вдоль берега залива и штабеля соли.

По южному побережью имеются пункты наиболее мощных отложений соли, вследствие господствующих здесь северных ветров. Южными ветрами волны отгоняются от береговой линии, оставляя полосы соли свободными от воды и наиболее доступными для сборов. Весной вода в заливе прибывает, покрывает береговые отложения, полностью их растворяя.

Заготовка мирабилита. Заготовка мирабилита состоит в сборе его на месте выбросов и откатке за черту досягаемости весенних волн. Эта черта, на некоторых участках находится в 30 — 40 *м* от берега, доходит на других до 70—80 *м*.

Заготовка в несколько десятков тысяч тонн мирабилита требует его размещения полосами шириной до 20 *м* при высоте до 1,5 *м*.

Примитивный способ откатки на тачках вызывает большое количество рабочих рук и не может дать значительную производительность, столь необходимую в связи с коротким сезоном выбросов. Намечаемая программа заготовок в 1926—1927 году в количестве до 60 000 *т* может быть выполнена при наличии 250 рабочих, с месячной производительностью каждого не более 100 *т*.

Принимая во внимание, с одной стороны, затруднения в привлечении рабочих и их снабжении в отдаленной пустынной местности и с другой — короткий срок заготовок в течение трех зимних месяцев, необходимо применить иные методы выволочки соли установкой легко переносимых конвейеров или узкоколейного пути. Основной задачей промыслов является максимальное использование сезона выбросов, что предопределяет успех и масштаб работ всего года В этот период времени не следует отвлекать внимания на порядок расположения соли, требующий специальных забот, в целях достижения наилучших условий естественного обезвоживания.

Процесс обезвоживания. До настоящего времени метод естественного обезвоживания под действием лучей солнца и ветра в условиях Кара-Бугаза является единственно доступным.

Рис. 2. На выбросах соли.

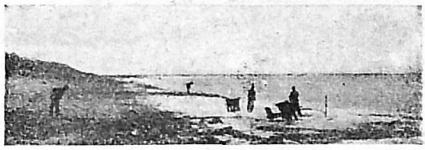


Рис. 3. Сбор соли.

Для успеха применения этого способа необходимо предоставить под размещение соли большие участки земли, так как обезвоживанию подвергается лишь тонкий поверхностный слой штабелей мирабилита.

Рациональный порядок распланирования соли может способствовать ускорению процесса и повышению продуктивности заготовок конечного продукта — сульфата. Следовательно, подготовка соли к обезвоживанию должна стать предметом специального изучения.

Высота и размер штабелей соли, их расположение к направлению господствующих ветров, ограждение обезвоженного слоя от разноса и т. п. в значительной степени могут влиять на успех заготовок.

С момента прекращения выбросов соли до начала обезвоживания, с наступлением жаркого и сухого времени года, имеется, с марта до июня месяца, промежуточный сезон, который может быть использован для рационального размещения.

Сезон обезвоживания длится 5 месяцев. Данные прежних наблюдений указывают, что 1 *кв. м* поверхности соли может предоставить в течение всего сезона обезвоживания до 0,1 *т* сульфата.

Программа заготовки сульфата в количестве около 10 000 *т* в год требует размещения соли по площади размером в 100 000 *кв. м*. и вызывает добычу мирабилита в количестве 30 000 *т*, в соответствии с потерей от обезвоживания и неизбежной естественной убылью соли в процессе работ. Заготовка 60 000 *т* мирабилита с размещением на той же площади даст в течение 2-х лет по 10 000 *т* сульфата в год.

Местоположение промысла. Многие факторы должны быть приняты во внимание в вопросе выбора места под организацию промыслов. Выбросы

соли имеются не по всему побережью, а приурочены к определенным береговым участкам, рельеф и характер которых благоприятствует продвижению силою волн кристаллов мирабилита к берегу. Наличие на берегу удобных и обширных площадей для размещения соли является также существенным фактором в выборе места работ. Следует давать предпочтение тем прибрежным районам, которые лишены сыпучих песков, а следовательно, гарантирует соль от заносов и загрязнения в период ее хранения и обезвоживания.

Мыс Умчал расположен на границе двух районов с резко выраженными отличительными рельефами. К востоку от мыса Умчал к самому побережью подходит плоскогорье, покрывающее к югу от залива обширный район до Красноводска и Балханского залива.

Это плоскогорье с отметкой высот до 250 *м* примыкает восточной своей границей к отрогам Больших Балхан, а на западе, постепенно снижаясь, переходит в обширную полосу сыпучих песков, расположенную до самого берега Каспийского моря. На запад от мыса Умчал вдоль всего побережья до самого пролива распространяется район песков.

Рис. 4. Сбор соли и вывоз в глубь берега на тачках.

Рис. 5. Место промысловой стоянки.

При таких условиях прибрежного рельефа восточная часть залива, начиная от мыса Умчал, является более благоприятным районом в деле организации заготовок, как в отношении ограждения соли от засорений, так и в отношении удобного сообщения с ближайшим административным пунктом—Красноводском.

На протяжении 30 *км* от мыса Умчал на восток отмечены вдоль берега 6 участков, могущих доставить программное количество мирабилита.

Колесный путь от Красноводска до промыслов может быть проложен на протяжении 130 *км* по ровной, лишенной песков, местности с обходом с западной стороны двух крутых подъемов в 3 и 25-ти *км* от Красноводска.

Существующий вьючный путь имеет протяжение в 112 *км*. От промыслов до пролива расстояние водным сообщением примерно 100 *км*.

Снабжение промыслов. Регулярное и бесперебойное снабжение промыслов материалами, инвентарем, продуктами питания и питьевой водой является решающим моментом в деле нормального их функционирования. Разрешение этого вопроса в условиях пустынной, безводной и отдаленной от населенных пунктов местности представляется наиболее сложным.

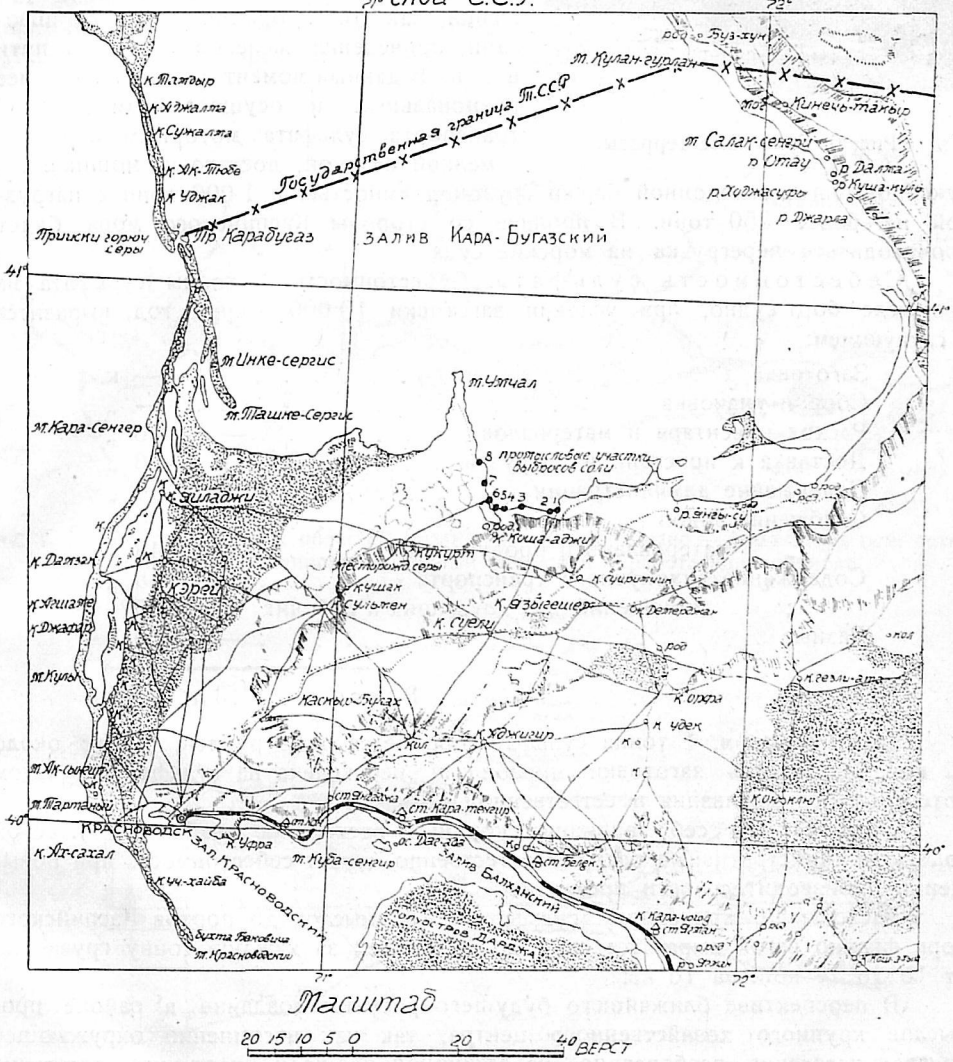
Водное сообщение морем и по заливу может быть использовано лишь для грузов, не требующих срочной доставки, в то время как жизнь промыслов, особенно в период организации, требует срочного удовлетворения, разнообразных и вновь выявляемых в процессе работы, нужд.

Единственным решением этого вопроса является установление сухопутного сообщения с Красноводском для регулярных и срочных сношений с промыслами. Вьючная доставка грузов на верблюдах длится 4 дня, сообщение верхами на лошадях требует обычно 3-х дней. Такой способ сообщения длителен, ненадежен и затруднителен в летние месяцы. Условия местности допускают проложение колесного пути с автомобильным сообщением. Этот вид транспорта установит постоянную и срочную связь между административным центром и промыслами, обеспечив последние своевременным снабжением.

Снабжение промыслов питьевой водой производится вьючным порядком с колодцев Кукуртлы и Языгшем, отстоящих от них в 25 и 20 километрах.

Вода солоноватая, неприятная для питья, но, повидимому, безвредная, питающая крупные скотоводческие аулы.

Карта промышленного района залива Кара-Бугаз входящего в пределы Туркменской С.С.Р.



Весьма вероятно, что поиски пресной воды не увенчаются успехом и выход из положения будет найден путем ее доставки обратными рейсами судов, отвозящих сульфат в порты Каспийского моря.

Погрузочные устройства. Глубина воды промыслового района допускает стоянку судов на расстоянии 100 метров от берега. Погрузочных пунктов должно быть в достаточном количестве, во избежание отдаленных доставок сульфата. Наиболее рациональным является сооружение переносных мостков или плавучих пристаней, доставляемых вдоль берега моторной лодкой, обслуживающей промысла, растянутые на 30 километров.

Вывоз сульфата. Доставка сульфата с мест заготовок в порты Каспийского моря может производиться в настоящее время способом, допускаемым условиями водного сообщения через пролив.

Мелководье пролива, глубина которого в некоторых местах со стороны залива временами доходит до 110 *см*, естественно указывало на необходимость применения смешанного вида транспорта, связанного с перегрузками на косе пролива или выдвигало идеи крупных сооружений, как то: прорытия канала со шлюзами, проведения железнодорожного пути и т. п. В данный момент является наиболее рациональным и осуществимым способ транспорта сульфата моторным баркасом с мелкой осадкой, достаточно мощным для буксирования плоскодонной баржи грузоподъемностью в 1 000 тонн с нагрузкой не более 350 тонн. В проливе со стороны Каспийского моря будет производиться перегрузка на морские суда.

Рис. 6. Береговые террасы.

Себестоимость сульфата. Себестоимость 1 тонны сульфата на промысле борт судно, при условии заготовки 10 000 тонн в год, выразится в следующем:

Заготовка	3	р.	— к.
Сбор и упаковка	2	„	— „
Расход инвентаря и материалов	—	„	60 „
Доставка к пристани и погрузка	1	„	20 „
Содержание администрации	2	„	50 „
Снабжение водой	1	„	80 „
„ материалами и продуктами	—	„	45 „
Содержание сухопутного транспорта	—	„	45 „
„ помещений для служащих и рабочих	—	„	40 „
Разные	—	„	60 „
Всего	13	р.	— к.

Таким образом, 1 тонна сульфата обойдется в 13 рублей, 16 *кг* около 22 коп. Стоимость заготовки мирабилита переведена на сульфат с учетом потерь от обезвоживания и естественной убыли.

Обращает на себя внимание крупный расход на снабжение питьевой водой. Административные расходы естественно снизят себестоимость при повышении производительности промыслов.

Расходы по транспорту сульфата с промыслов до портов Каспийского моря франко вагон выразятся от 9 до 10 рублей за каждую тонну груза или от 15 до 17 коп. за 16 *кг*.

В перспективе ближайшего будущего рисуется создание в районе промыслов крупного хозяйственного центра, так как несомненно окружающее кочевое население, разбросанное на обширной площади, будет иметь тяготение к месту приложения их труда.

Недалеко время, когда опыты настоящего разрешат вопросы организации и механического оборудования, что предоставит возможность довести заготовки до размеров, в соответствии с потребностью, при значительном удешевлении продукта.

Работа предстоящего года должна заложить здоровые начала новой, крупной отрасли промышленности, удовлетворить в известной части нужду в сульфате на Союзном рынке и еще более привлечь внимание заинтересованных кругов к этому изумительному, неисчерпаемому, соляному бассейну.

Горн. Инж. Л. М. Воротовов.

Золотая промышленность Казакстана.

Казакстанский Центральный Совет Народного Хозяйства в настоящее время ведает тремя золотыми трестами краевого значения и одним предприятием местного значения. К трестам краевого значения отнесены тресты: „Акджалзолото“, „Алтзолото“ и „Каззапзолото“. К предприятиям местного значения отнесено предприятие „Степняк“.

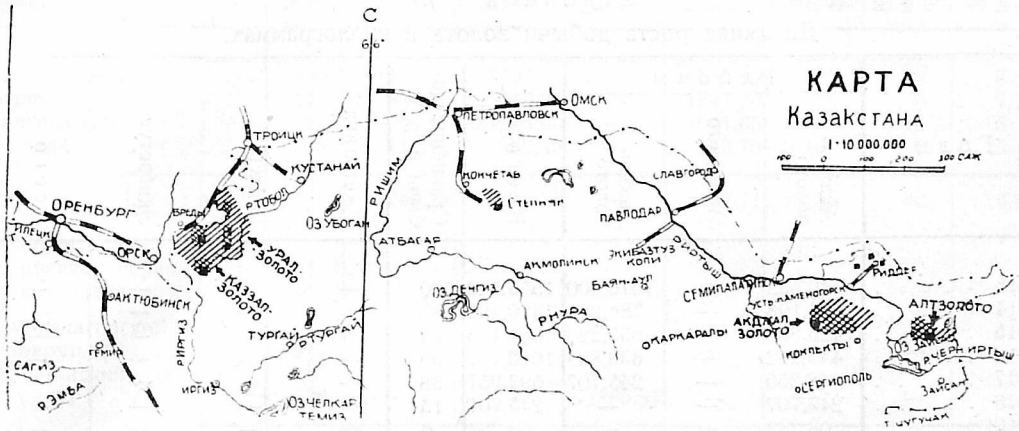


Рис. 1. Карта золотоносных областей Казакстана. Заштриховано — фонд закрытый; сетка — фонд эксплоатационный; черный сплошной — работающие прииска.

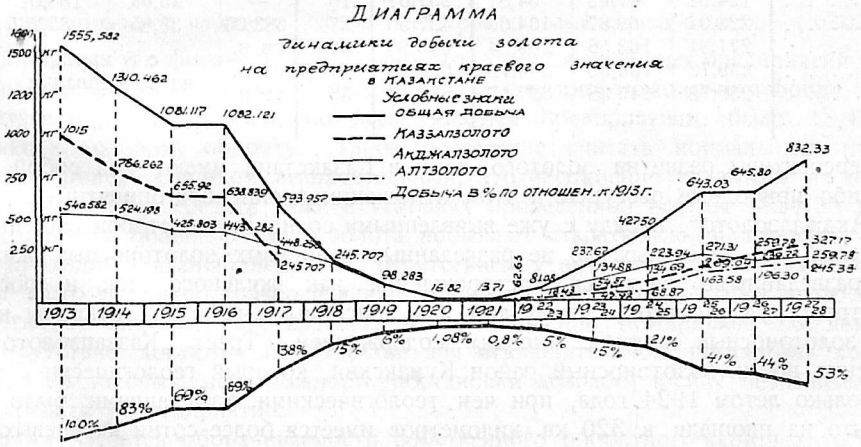


Рис. 2. Диаграмма добычи золота в Казакстане с 1913 по 1927 г.

„Акджалзолото“ и „Алтзолото“ расположены в Семипалатинской губернии в уездах Устькаменногорском, Бухтарминском и Зайсанском. „Каззапзолото“ эксплоатирует месторождение Кустанайское и предприятие „Степняк“ — Кокчетавское месторождение (рис. 1).

Золотая промышленность Казакстана имеет около ста лет своего существования.

До войны 1914 г. золотая промышленность Казакстана достигала значительного развития в двух золотоносных районах: Семипалатинском, ныне тресты „Акджал“ и „Алтзолото“ и Кустанайском, ныне трест „Каззапзолото“, и группы золотых приисков Джетыгаринская и Бузбиинская, эксплоатируемые трестом „Уралзолото“ ВСНХ

РСФСР. Что же касается Кокчетавского золотоносного района, то здесь, вследствие отсутствия притока капитала извне, золотопромышленность не вышла из старательской стадии разработок россыпей и начавшихся в небольшом масштабе разведок коренных месторождений. Ежегодная добыча этого района выражалась в 16—48 *кг* и не имела значения в общем масштабе развития золотой промышленности Казакстана.

Открытие коренных месторождений золота в девяностых годах прошлого столетия значительно оживило золотую промышленность края, благодаря притоку капиталов. С этого времени золотая промышленность Казакстана начинает занимать и заняла солидное место по добыче золота в России, и в 1913 г. было добыто 1555,582 *кг* (рис. 2).

Таблица I [1]).

Динамика роста добычи золота в киллограммах.

Годы	Районы			Всего	Сравнение добычи в % %	Джетыгара	Риддер	Экибастус	Всего
	Акджал-золото	Алтзолото	Каззап-золото						
1913	540,582	—	1015,000	1555,582	100	—	—	—	—
1914	524,198	—	786,264	1310,462	83	—	—	—	—
1915	425,893	—	655,220	1081,113	69	—	—	—	—
1916	443,282	—	638,839	1082,121	69	—	—	—	—
1917	348,250	—	245,707	593,957	38	—	—	—	—
1918	245,707	—	—	245,707	15	—	—	—	—
1919	98,283	—	—	98,283	6	—	—	—	—
1920	—	16,82	—	16,82	1.08	—	—	—	—
1921	—	13,71	—	13.71	0,8	—	—	24,57	38,28
1922 23	62,65	18,43	—	81.08	5	—	37,04	22,11	140,24
1923/24	134,88	47,92	54,87	237,67	15	—	25,94	138,01	401,62
1924/25	223.94	68,87	134.69	427.50	27	683,06	38,85	85,265	1234,67
1925/26	271,31	163,58	209,04	643.93	41	св. н.	с 8 марта		—
1926/27	239.72	196,30	259,78	695,80	44	св. н.	на консервации		—
1927/28	259,78	245,38	327,17	832,33	53	св. н.			—

Перспективы развития золотого дела в Казакстане имеют под собой твердую почву, ибо природные рессурсы в этом отношении вполне благоприятны.

„Акджалзолото“, наряду с уже выявленными солидными месторождениями золота, имеет целый ряд известных, но не разведанных кварцевых золотоносных жил. Еще менее разведанными являются месторождения как жильного, так и россыпного золота треста „Алтзолото“, между тем как поисковыми работами открыты в разных местах золотоносные жилы с высоким содержанием. Трест „Каззапзолото“ имеет совершенно новый золотоносный район Кумакский, который геологически был исследован только летом 1924 года, при чем геологическими изысканиями было установлено, что на площади в 320 кв. километров имеется более сотни кварцевых золотоносных жил, проходящих в гранитах, диабазах и метаморфических сланцах. Содержание золота в этих жилах определяется от 5 до 50 грамм на тонну руды. Запасы золота в Риддерских кварцах определены в 85 тонн, при среднем содержании золота в одной тонне руды в 26 грамм. Наконец, Кокчетавский золотоносный район, расположенный в Кокчетавских горах Акмолинской губ., занимает 1920 кв. километров. Разведочными работами в последние годы войны был открыт целый ряд кварцевых золотоносных жил с высоким содержанием золота, но этот район совершенно не изучен, требует прежде всего геологического обследования, а затем и постановку

[1]) Рост добычи золота по годам, начиная с 1913 г., при чем добыча за 1913—1917 гг. по приискам, ныне объединяемым трестом Каззапзолото, взята приблизительная, за неимением точных данных.

широкой промышленной разведки, которая и выявит промышленное значение этого района.

Таблица II.

Сведения о золотых приисках по предприятиям и свободном фонде.
(Площади в гектарах).

Предприятия.	Число приисков	Эксплоатационный фонд	Резервный фонд	Разведочный фонд	Площадь фактически в работе	% % от эксплоатацион. фонда	Количество используемых приисков	% % использования приисков
Акджалзолото	90	4441,09	3737,51	—	888,98	20	8	8,8
Алтзолото	116	7827,90	5046,35	—	1547,33	19	9	7,7
Каззапзолото	228	6357,47	21293,93	—	1007,65	15	12	5
Степняк	4	113,75	332,99	—	113,75	100	1	25
Итого . .	438	18740,21	30410,78	—	3557,71	18	30	6,8
Приски, закрытые на правах первого открывателя:								
Семипалатинский горный округ	337	—	—	—	—	—	—	—
Актюбинский горный округ	576	—	—	72865,87	—	—	—	—
Итого . .	913	—	—	—	—	—	—	—
Всего . . .	1351	18740,21	30410,78	72865,87	—	—	—	—

Всего золотоносной площади 122016,86 гектаров использованной площади — 0,029%.

В общих чертах финансовое состояние золотопромышленных предприятий таково: своих средств, заключающихся в оборотном капитале, амортизационном фонде, резервном капитале и др. в среднем, по всем золотым предприятиям, было 18,42% по отношению к годовому обороту. Такое положение считать нормальным, конечно, нельзя, ибо процент слишком незначительный, что несомненно указывает на недостаточность собственных средств даже в условиях проведенной работы 1924/25 году.

Предприятия бо́льшую часть золота добывают старательскими артелями, работу которых приходится авансировать, за отсутствием у артелей собственных капиталов. Избежать этого возможно только исключительной постановкой хозработ и отрешением раз навсегда от старательских артелей, что совершенно невозможно по двум причинам: отсутствие достаточных объектов для исключительной постановки хозработ, а при наличии таковых, невозможность постановки хозработ в силу незначительности наличия средств у предприятий.

Что же касается оборачиваемости собственного оборотного капитала, то таковой в среднем за 1924—1925 год обернулся 7,4 раза, что безусловно ненормально, а некоторые предприятия, как, например, „Каззапзолото“ форменно „крутились“, сделав оборот оборотного капитала 42,13 раза.

Существующие предприятия на территории Казакстана эксплоатируют и добывают исключительно рудное золото и некоторые из них перерабатывают эфеля и илы на циановом заводе („Уралзолото“ и „Акджалзолото“). „Уралзолото“ обрабатывает эфеля старых запасов еще дореволюционного времени.

„Акджалзолото“ обрабатывает эфеля и илы периодически. Обработка рудного золота производится им на бегунных чашах и на амальгамационных листах. Перед тем как заваливать руду в бегунные чаши, руда измельчается вручную (толчейных ставов не существует), почему зачастую в бегунных чашах может перерабатываться

только более мягкая руда; а кварцевая порода, заключающая в себе золото, не может быть завалена (без предварительного измельчения) в переработку на бегунных чашах из-за их изношенности, а на капитальный ремонт не имеется средств, почему и не могут принять такой нагрузки („Степняк") и должны в силу такого положения вещей перерабатывать только мягкие золотосодержащие породы, чем и сужается размах работ. Не имеется согласованности работ цианового завода с работами бегунных фабрик („Акджалзолото"). На „Акджалзолото" при полной нагрузке циановый завод может обрабатывать за летнюю операцию около 10 000 *т* эфелей, годовое же поступление эфелей при настоящей загруженности бегунной фабрики — 1 225 *т* (1924 — 1925 операционный год). Следовательно, циановый завод не может даже ежегодно регулярно проводить летнюю кампанию, а должен ждать накопления эфелей за несколько лет.

В общей годовой добыче золота предприятий Каз. ЦСНХ старатели принимали участие в размере 79% (1924—1925 г.г.), следовательно, являясь совершенно случайным элементом для предприятий, старатели не могут гарантировать предприятию загружать его бегунную фабрику на все 100%.

Участие старателей в размере 79% в общей добыче золота надо признать явлением совершенно ненормальным и вредным для государства, ибо последние занимаются хищничеством, выбирая богатые кусты, а следовательно, портят месторождения. Отказаться же от старателей совершенно и перейти исключительно на хозработы не представляется возможным, благодаря: 1) малой изученности месторождений золота, перешедших от частных владельцев к государству; 2) отсутствия достаточных средств у предприятий для постановки разведочных работ. Благодаря этому, предприятия вынуждены итти по линии наименьшего сопротивления, базируя добычу золота, главным образом, на старателях.

Механизация производства на золотых приисках, совершенно отсутствует. Пути сообщения плохи. В дополнение ко всем вышеизложенным отрицательным сторонам работы по добыче золота на предприятиях Казакстана, необходимо добавить еще отсутствие лабораторий на предприятиях („Степняк"); существующие же („Акджалзолото") не вполне приспособленные, не позволяют производить качественного и количественного анализа; отсутствие муфельных печей („Каззапзолото", „Степняк") и золотосплавочных лабораторий („Степняк"). Эта отрицательная сторона в постановке работ по добыче золота является также не малым тормозом в развитии золотого дела. Предприятия при таких условиях в необходимый момент не могут знать насколько богата руда, с которой они имеют дело, для чего должны производить анализы на стороне за несколько тысяч километров, как, например, предприятие „Степняк", находящееся в 39 *км* от ст. Щучье в Кокчетавском уезде, Акмолинской губернии, должно анализы производить в Свердловске и предприятие должно оставаться долгое время в неведении. Это же крайне затрудняет расчеты с Госбанком, ибо золото Госбанком принимается условно из расчета за 1 *г* по 1 р., вместо 1 р. 26,5 коп., а полный расчет производится Госбанком спустя год, что крайне тяжело для „Степняка", не имеющего, можно сказать, никаких оборотных средств.

Необходимые мероприятия для развития золотой промышленности в Казакстане. Прежде всего необходимо обследовать все существующие старые прииски и выявить наиболее выгодные из них, создав тресты для их разработки с достаточным основным и оборотным капиталами.

Впредь до образования трестов, существующие предприятия золотой промышленности Казакстана необходимо поддержать, пополнив их оборотные капиталы необходимыми средствами в порядке дотаций от государства, а также необходимо отпустить достаточные средства на капитальное строительство, предоставив для этого беспроцентные долгосрочные ссуды. В порядке целевых ассигнований, отпустить средства для постановки разведочных работ в широком масштабе.

На золотых месторождениях, бедных по содержанию золота, произвести механизацию добычи. При предприятиях создать и оборудовать надлежащим образом необходимые лаборатории.

Горн. инж. А. Ф. Шуппе.

Магнезит и его применение.

Магнезит имеет широкое применение в обожженном виде, т.-е. в виде магнезии (MgO), благодаря своей необычайной огнеупорности, превосходящей все обычные огнеупорные материалы, как известь, кварц, каолин. Точка плавления чистой магнезии выражается 2 800° С. Вследствие своей огнеупорности и сравнительной дешевизны, когда она получается обжигом магнезита, т.-е. не является абсолютно чистым продуктом, она получила огромное распространение в тех заводских процессах, где развиваются наивысшие температуры и больше всего жженый магнезит и магнезитный кирпич применяются в основном мартеновском процессе, при производстве мартеновского металла (железа и стали). Довольно значительное применение имеет магнезитный кирпич также и для выкладки основных бессемеровских и медеплавильных реторт, стеклоплавильных и электрических печей. Для металлургических и заводских целей магнезит обжигается не менее, как при 1 500° С и называется спеченым или металлургическим магнезитом, ибо при этой температуре он начинает спекаться. Обжиг магнезитного кирпича, изготовляемого из спеченого магнезита, производится, примерно, около 1 700° С, при этом он еще более спекается и уплотняется.

При обжиге магнезита при сравнительно низкой температуре, около 800° С, получается магнезия, называемая в продаже каустическим магнезитом. Он с раствором хлористого магния образует особый магнезиальный цемент, называемый цементом Сореля, обладающий способностью затвердевать и обращать в крепкую каменистую массу всевозможные минеральные, растительные и животные вещества, прибавляемые к нему в порошкообразном виде. Прибавляя соответственные вещества (наполнители), приготовляют при помощи этого цемента самые разнобразные изделия: полы, ступени, плиты, мельничные жернова, точила и много других предметов, получивших большое распространение. В случае, если наполнителем служат древесные опилки, то получаемый продукт носит название ксилолита, обладающего свойством как дерева, так и камня. Кислолитные полы имеют широкое распространение.

С некоторыми другими солями каустический магнезит также обращается в каменистое вещество. Прежде предполагали, да и в настоящее время многие придерживаются того же мнения, что магнезия с раствором хлористого магния дает хлорокись магния, но проф. А. Л. Байков доказал в 1913 г., что в данном случае получается другое соединение, именно нерастворимый гидрат магнезии $Mg(HO)_2$, присутствие же хлористого магния обусловливает получение более твердого и крепкого гидрата магнезии и изделий из него.

Жженый магнезит употребляется, кроме того, в бумажном и резиновом производствах и, как исходный материал, при приготовлении других магнезиальных солей.

Из жженого магнезита готовят огнеупорные тигли для работ при самых высоких температурах.

Жженный магнезит применяется за границей в керамическом производстве, благодаря тому, что, будучи прибавлен к другим огнеупорным материалам в известной пропорции, он повышает их точку плавления, которая растет с увеличением процента магнезии. Новостью является применение магнезита в виде плавленой магнезии, получаемой нагреванием в окислительном пламени до 2 800° С. Она менее подвергается воздействию другими окислами (разъедание), чем спеченая магнезия. По этой причине в Америке наиболее разъедаемые части электрических печей стали делать из плавленого магнезита. Огнеупорные тигли из плавленого магнезита также более стойки, чем из спеченого.

Сырой магнезит употребляется также для получения углекислоты. Если обжигать магнезит в ретортах при температуре около 800° С и выделяющуюся углекислоту (CO_2 прессовать, то, кроме каустического магнезита, получается одновременно и очень ценная жидкая углекислота.

Первоисточниками магнезитов являются горные породы, заключающие магнезиальные силикаты: оливин, амфиболы и др. Из этих пород, при благоприятных условиях, магний переходит в его соли и, между прочим, в углекислый магний (магнезит).

Магнезит встречается в двух разновидностях — аморфный (плотный) и кристаллический. Аморфный магнезит залегает гнездами, жилами, штоками и образует, обычно, залежи в змеевике, менее значительные, чем кристаллический, залегающий в виде пластов, по большей части значительной мощности.

Аморфный магнезит является продуктом изменения богатых магнезией силикатных горных пород и именно действия нисходящих атмосферных вод, содержащих углекислоту, хотя некоторые геологи (К. Редлих) объясняют его происхождение воздействием восходящих ювенильных растворов углекислоты.

Что касается кристаллического магнезита, то существует несколько способов его образования, из коих метазоматоз или способ замещения наиболее часто встречается и им образованы самые мощные и благонадежные месторождения кристаллического магнезита.

Химизм аморфного магнезита сводится к следующим реакциям:

1) $\underset{\text{змеевик}}{H_4Mg_3Si\,Og} + 2H_2O + CO_2 = 3\ MgCO_3 + 2\ SiO_2 +$ вода.

2) $\underset{\text{оливин}}{Mg_2\,Si\,O_4} + H_2O + 2CO_2 = 2MgCO_3 + SiO_2 +$ вода.

Образование кристаллического магнезита обусловливается двумя реакциями. Сначала образуется доломит: 1) $CaCO_3 + \underset{\text{раствор}}{MgCO_3} = CaMg(CO_3)_2$, который затем переходит в магнезит по реакции: 2) $CaMg(CO_3)_2 + MgCO_3 = 2MgCO_3 + \underset{\text{раствор}}{CaCO_3}$.

Наибольшие залежи магнезита расположены в б. Австро-Венгрии. Следующее по грандиозности запасов магнезита место занимает, повидимому, Манчжурия, где магнезит был открыт в 1913 г. Третье место, по всей вероятности, занимает СССР; затем, в нисходящем порядке, если не по запасам, что трудно установить, то по добычи следуют С.-А.С.Ш., остров Евбея, Британская Индия, Канада, Италия, Норвегия, Австралия, Македония, Мексика, Венецуэла, Африка, Испания. Мировая добыча в метрических тоннах изображена на табл. 1.

Б. Австро-Венгрия. Магнезит кристаллический, метазоматического образования. Месторождения магнезита б. Австро-Венгрии в настоящее время входят в пределы Австрии, Венгрии, Юго-Славии и Чехо-Словакии. Магнезит залегает вместе с известняками и доломитами среди кристаллических сланцев древне-палеозойской системы, в так называемых граувакках.

Самые большие месторождения тянутся с перерывами в Альпах от Глоггница в Штирии до Тироля, на протяжении около 300 *км*. На этом протяжении известно много десятков месторождений, из коих огромное месторождение около Вейтша имеет мощность 450 *м*; оно первым разрабатывалось с восьмидесятых годов прошлого столетия. Далее, на восток магнезит переходит в пределах Венгрии в Карпаты, являющиеся в стратиграфическом и тектоническом отношении продолжением Альпов. Здесь обнаружено также очень много мощных залежей магнезита, мощностью в десятки метров; самое значительное между Jolswa и Mnisary, мощностью более 70 *м* при длине около одного километра, а около города Ochtia имеется месторождение, мощностью 160 *м*.

Штирийский магнезит по составу не особенно чист, венгерский лучше, хотя для металлургических целей и штирийский вполне удовлетворителен. Средний состав

штирийского магнезита из месторождения около Вейтша и венгерского около Ratkó акой (в процентах):

	MgO	CaO	Fe_2O_3	Al_2O_3	SiO_2	Mn_3O_4	CO_2
Штирийский	43,12	1,82	7,90	0,03	0,68	0,53	50,42
Венгерский	46,27	0,33	1,86	0,09	0,06	—	51,30

Б. Австро-Венгрия, добывавшая наибольшее количество магнезита, работала преимущественно для экспорта, который выражался в таких цифрах, в тоннах:

	1913	1914	1915	1916	1917	1921
Сырого магнезита	450	143	1578	865	4677	—
Жженных продуктов	200947	1330	36541	38527	48622	52560

Из общего количества экспорта жженых продуктов в 1913 г. приходилось на долю Соединенных Штатов Америки 113 300 *т*, Великобритании — 34 400 *т*, Германии — 27 662 *т*, Франции — 14 697 *т*, остальных стран — 10 888 *т*. Цена порошка, спеченого магнезита в 1925 г., в Глазгове, преимущественно штирийского, была на наши деньги 72,5 коп. за 16 *кг*.

Остров Евбея. Аморфный магнезит в виде жил, гнезд и штоков разной величины залегает среди змеевиков во многих местах северной части острова, в нескольких километрах от портов. Сначала работа была открытая; последнее время перешли на подземную. Наиболее глубокие выработки доходят до 190 *м*. Евбейский магнезит сравнительно очень чистый, благодаря чему он применяется преимущественно, как каустический, для изготовления изделий, приготовляемых при помощи магнезиального цемента (Сореля). Типичный обожженный Евбейский магнезит имеет следующий состав:

$$MgCO_3 = 95{,}72\%;\ CaCO_3 = 2{,}2\%;\ SiO_2 = 1{,}48\%;\ Fe_2O_3 + Al_2O_3 - 0{,}6\%.$$

Цена каустического магнезита в упаковке, в Глазгове в 1925 г. была 7 фунт 17 шилл. за большую тонну, т.-е. 1 р. 20 к. за 16 *кг*, а на острове Евбее цены были: в 1913 г. — 74,9 франка за тонну или 45,5 к. за 16 *кг*, в 1918 г. — 194 франка, за тонну, т.-е. 1 р. 17 к. за 16 *кг*.

Магнезит в Македонии также амфорный, качеством, хотя и довольно высокий, но уступает Евбейскому.

Италия. Довольно значительные месторождения аморфного магнезита в змеевике имеются в Италии, в провинциях: Пиза, Ливорно, Турин и на острове Эльбе. Мощность жил в некоторых месторождениях доходит до 3—8 *м*. Магнезит не особенно высокого качества.

Норвегия и Швеция. Амфорный магнезит имеется в южной Норвегии в змеевиках, а в Лапландии найден кристаллический магнезит в хлоритовых сланцах.

Северо-Американские Соединенные Штаты. Из внеевропейских стран более всего добывается магнезита в Сев. Америке.

До европейской войны главная потребность в магнезите в Соед. Штатах покрывалась привозным магнезитом, преимущественно из Австро-Венгрии. Во время войны, когда подвоз заграничного магнезита почти прекратился, Америка начала усиленно разрабатывать свои месторождения в Калифорнии и открытые в 1915 г. в штате Вашингтон.

В Калифорнии пласты кристаллического магнезита осадочного типа находятся в центральной Калифорнии. Их мощность до 0,5 *м*, но обычно меньше. Они перемежаются с пластами глины и глинистого сланца. Общая мощность всей толщи, заключающей магнезит от 1,8 до 2,4 *м*. Кроме того, аморфный магнезит известен на западе Сиерра-Невады.

В штате Вашингтона магнезит кристаллический, метазоматического образования, залегает мощными пластами среди доломитов каменноугольной системы. Анализы этих магнезитов такие:

	MgO	CaO	$Fe_2O_3+Al_2O_3$	SiO_2	CO_2
	В процентах:				
Калифорний- кристаллический . .	37,2—44,2	1,5—4,2	0,8—2.9	4,7—9,6	49,12—47,5
ский. аморфный	43,6—45,9	1,0—1,6	0,2—2,4	0,8—2,4	50,1 —51,4
Вашингтонский, кристаллический . .	45,0—46,2	1,1—0,31	0,8—1,9	4,3—0,46	49,5 —50.3

Общая добыча в Вашингтоне с 1916 г. по 1923 г. включительно выражалась, 655 700 тонн.

Наибольшее потребление магнезита, понятно, падает на Соед. Штаты С. А., так как они более всего вырабатывают мартеновского металла, на который расходуется в Америке более 80% всего количества магнезита. Общее потребление магнезитных продуктов в Соед. Штатах, переведенное на сырой, указано в табл. 2.

Таблица 2.

Потребление магнезита в тоннах, переведенное на сырой магнезит

Годы	Туземной добычи	Привозного	Всего	% привозн., к общему количеств.у
1913	8 736	315 117	323 853	97
1914	10 243	233 088	243 331	96
1915	27 663	93 342	121 005	77
1916	140 561	85 154	225 715	38
1917	287 372	34 655	322 027	11
1918	210 066	39 482	249 548	16
1919	141 697	22 966	164 663	14
1920	275 517	57 241	332 758	17
1921	43 449	59 471	102 920	58
1922	50 612	121 772	172 384	71
1923	133 582	78 034	211 616	37
1924	109 439	127 280	236 719	53 (не вошел магнезитный кирпич).

Цены магнезитных продуктов в Соед. Штатах в 1923—1925 г.г. были такие, в переводе на наши деньги и вес: спеченого магнезита в Вашингтоне — 1 р. 02 к.—1 р. 09 к. за 16 *кг*; по другим сведениям в портах цена спеченого магнезита, вероятно, преимущественно штирийского, была в 1925 г. 52 к. за 16 *кг*. Магнезитный кирпич на металлургических заводах в 1923—1925 г.г. стоил 2 р. 29 к.—2 р. 40 к. за 16 *кг*. Цена греческого каустического магнезита в Нью-Йорке в 1923—1925 г.г. была 1 р. 70 к.—1 р. 80 к. за 16 *кг*; по другим — цена в портах была в 1925 г. 86 к. за 16 *кг*.

Канада. Крупные месторождения кристаллического магнезита в известняках находится в Квебеке. Магнезит метазоматического образования. Залежи выходят на поверхность в виде хребтов до 300 *м* длиною и 90 *м* шириною. Анализ такой: $MgCO_3$ — 84,2% — 84,9%; $CaCO_3$ — 12,2% — 15,6%; нерастворимого остатка — 0,5% — 2,9%.

Магнезит найден также и в других частях Канады, а именно в Атлине, в Британской Колумбии, где он осадочного типа. Мощностью залежи от 1,8 *м* до 2,5 *м*; на площади в 18 акров.

Индия. В разных местах Британской Индии известно довольно много месторождений аморфного магнезита, а именно: в Мадрасе, в Мисорском штате; в Бомбее, в Белуджистане и на восток от Белуджистана, в Раджпутане.

Запасы магнезита в Мадрасе очень большие, признаются почти неисчерпаемыми. Мадрасский магнезит очень чистый; анализ каустического магнезита такой:

$$MgCO_3 — 96{,}1\%;\ CaO — 1.0\%;\ Al_2O_3 + Fe_2O_3 — 0{,}44\%;\ SiO_2 — 0{,}54\%;\ CO_2 + H_2O — 2{,}3\%.$$

Магнезит в Индии перерабатывается только на каустический, спеченого же (металлургического) не производится из-за недостатка топлива.

Манчжурия. Манчжурские месторождения кристаллического магнезита, открытые в 1913 г., заключают грандиозные запасы кристаллического магнезита метазоматического образования. Они находятся в южной части Манчжурии, на полуострове Ляо-Дун и в провинции Scheng-King; залегают среди доломитов на пространстве около 60 *кв. км*. Мощность пластов в одном месторождении более 200 *м*, а около Kuan-mashan она достигает свыше 900 *м*. Запасы месторождения только около Pai-Lo-shan, простирающегося на 5 миль, принимаются в 300 000 000 *т*.

Анализы магнезитов из разных месторождений колеблятся в таких пределах: MgO 44,0% — 46,7%; CaO — 0,8 — 3,1%; $Fe_2O_3 + Al_2O_3$ — 0,3 — 1,2%; нераств. ост.—0,8 — 21%; летучих веществ — 50,3 — 51,3%. Вообще манчжурский магнезит очень чистый.

Манчжурским магнезитом, благодаря грандиозности их запасов, высокому качеству, близости от железной дороги, порта Дайрен и каменноугольных копей, вероятно, суждено сыграть значительную роль в торговле магнезитными продуктами.

Австралия. В Австралии аморфный магнезит известен в Новом Южном Валлисе, в Виктории и южной и западной Австралии. В некоторых местах месторождения значительных размеров. В большинстве магнезит довольно чистый.

Из остальных стран магнезит известен: в Африке, Мексике, на острове Венецуэле, но серьезных запасов, насколько известно, нигде не обнаружено. Добыча магнезита в этих странах, как то видно из таблицы 1, довольно скромная.

СССР. Переходя к Союзным месторождениям магнезита, нужно заметить, что в количественном отношении их известно, больше полутора десятков большинство коих на Урале, но в отношении благонадежности и промышленного значения большое значение имеет только одно, Саткинское, расположенное на южном Урале в Златоустовском округе, близ Саткинского завода, в 45 *км* на запад от г. Златоуста. Оно открыто в 1894 г. горн. инж. А. Ф. Шуппе, управлявшим тогда Саткинским заводом. Это грандиозное месторождение представляет собою собственно ряд месторождений крупно-кристаллического магнезита, метазоматического образования, залегающего пластами среди доломитизированных известняков верхнего яруса нижнего девона. Толщи известняков перемежаются с толщами мергелей и менее значительными прослоями глинистых сланцев. Вся свита прорезана многочисленными жилами диабаза.

Месторождения магнезита начинаются на западе от Саткинского завода, невдалеке от границы селения этого завода. Пласты магнезита тянутся с некоторыми, довольно значительными, перерывами в северо-восточном направлении до 7,7 *км*, занимая по ширине полосу около 1 *км*. Кроме того, два месторождения известны вне пределов этой полосы — восточнее Саткинского завода,

Точная мощность пластов магнезита не установлена, но она во всяком случае, очень значительна, ибо буровыми скважинами, глубиною до 40 *м*, до подошвы пластов еще не дошли.

Что касается запасов магнезита, то профессор А. Н. Заварицкий, на основании данных, полученных буровыми скважинами и обнажениями при разработках, установил запас магнезита, приняв общую толщину пластов в 60 *м*, свыше 33 милл. тонн.

Саткинский магнезит очень высокого качества. Кроме крайне ничтожного количества посторонних примесей, он имеет то преимущество перед лучшим европейским, эвбейским, что содержит очень мало извести, примеси вредной, в особенности в каустическом магнезите. Средний анализ можно принять такой: MgO 45,94%—46,90%; GaO 0,4% — 0,58%; $Fe_2O_3 + Al_2O_3$ 0,61% — 2,14%; SiO_2 0,2%; CO_2 51,47%—51,73%.

Хотя открыт магнезит был в 1894 г., но разработка его началась лишь в 1900 г., вследствие длительных хлопот на получение права его разработки, ибо месторождение находилось в пределах казенного Златоустовского округа, где эксплоатация полезных ископаемых частным лицам была запрещена.

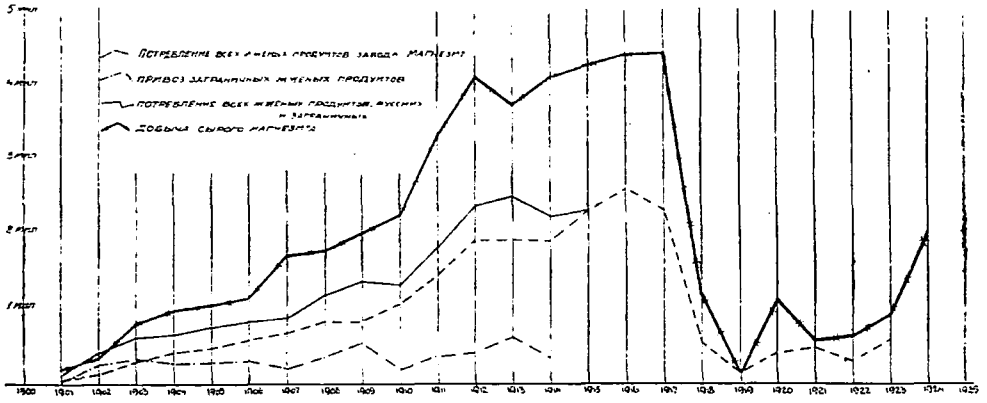


Диаграмма добычи, ввоза и потребления магнезита с 1901 по 1924 г.

Завод по переработке магнезита начат постройкою Товариществом „Магнезит“ в сентябре 1900 г., а в июне 1901 г. он стал выпускать магнезитные продукты. Сначала завод был небольшой, но, с увеличением спроса на продукты, он все расширялся и в 1916 г. достиг наибольшей своей производительности — 2 600 000 пуд. жженых продуктов, вытеснив совершенно из России заграничные магнезитные фабрикаты. Рост производительности завода и размеры ввоза иностранных изделий видны из табл. 3. Из этих данных усматривается, что производство жженых продуктов магнезита непрерывно росло, между тем, как ввоз заграничных колебался в ту и другую сторону, обнаруживая очень скромное повышение; так в то время, как средняя годичная продукция жженых фабрикатов магнезита за трехлетия с 1901—1903 г. по 1912—1914 г. увеличилась с 153 000 п. до 1 878 000 п., т.-е. в 12,5 раза, ввоз этих изделий за то же время с 217 000 п. дошел до 484 000 п., т.-е. увеличился только в 2,2 раза, несмотря на очень низкие таможенные пошлины в 15 к. на жженый магнезит и 25 к. на магнезитный кирпич.

Столь быстрый рост наших продуктов объясняется рядом мер, проведенных в этих целях б. Т-вом „Магнезит“. Во первых, установлением специальных низких дифференциальных железнодорожных тарифов на русские магнезитные фабрикаты. Затем назначением с самого начала дешевых цен на продукты, при соответственном понижении их с увеличением расстояния. Не малую роль сыграла и пропаганда Т-вом выгоды применения магнезита, а также ознакомление путем печати и устных объяснений

со свойствами магнезитных продуктов и со способами работы на магнезите. Благодаря этим мерам, саткинский магнезит стал вытеснять не только иностранный продукт, но и доломит, и хромистый железняк, которыми прежде широко пользовались металлургические заводы для тех же целей, — работы в основных мартеновских печах. Последнее видно из того, что в то время, как производство мартеновского металла, для которого преимущественно расходуется магнезит, с 1901 г. по 1911 г. возросло с 1 700 000 *т* до 2 870 000 *т* т.-е. на 70%, потребление всех магнезитных продуктов увеличилось за то же время с 800 *т* до 29 600 *т*, т.-е. на 338%; следовательно излишнее количество магнезитных продуктов против роста мартеновского металла объясняется исключительно заменою магнезитом его суррогатов — доломита и хромистого железняка.

Цены на магнезитные продукты, бывшие и существующие в настоящее время фр.-вагон ст. Сатка следующие (за 16 *кг*): А) в довоенное время средние цены были: на порошок спеченого (металлургического) магнезита в упаковке 55,4 к. или около 51 к. без упаковки; на порошок каустического магнезита в упоковке 87,7 к.; на магнезитный кирпич без упаковки 92 к. за нормальный и 97 к. за фасонный. Б) В настоящее время: на порошок спеченого магнезита без упаковки 69 к.; каустический магнезит в упаковке 1 р. 58 к.; магнезитнный кирпич без упаковки — нормальный 1 р. 39 к. и 1 р. 69 к. фасонный.

Условия разработки саткинского магнезита очень благоприятны вследствие того, что работы производятся открытые при отсутствии подземных вод; завод расположен у самого значительного месторождения и разработки магнезита начинаются в немногих десятках метров от завода. Ближайший полустанок железной дороги отстоит от завода в расстоянии около $^1/_2$ *км*, на несколько метров ниже уровня завода, благодаря чему легко устроить механический спуск заводских продуктов к железной дороге.

Значительные запасы магнезита саткинских месторождений дают возможность экспортировать его за границу. К сожалению, препятствием этому служат большие расстояния завода от портов. Благодаря этому нашим продуктам приходится проходить до ближайшего, Ленинградского порта 2 200 *км*, в то время, как их заграничным конкурентам—от нескольких километров, как на острове Евбее, до немногих сотен километров, как штирийским и венгерским продуктам. Неблагоприятным условием в борьбе с за границею является и более дорогое топливо у нас, чем за границею. В настоящее время существуют еще некоторые неблагоприятные моменты, обусловливающие очень высокие продажные цены, что видно из сравнения приведенных наших и заграничных цен.

Но если безубыточный экспорт сомнителен, то тем более следует обратить внимание на наибольшее использование наших запасов магнезита у себя, что вполне возможно, как путем увеличения уже существующих производств, так и развитием новых, связанных с магнезитом. Что в этом отношении можно много сделать, видно, между прочим, из того, что, например, в С.-А. С.-Ш. в 1924 г. было израсходовано около 25 000 *т* каустического магнезита, в то время, как у нас в 1923 г. израсходовано его только около 1 000 *т*, и даже в довоенное время общий расход каустического магнезита, как своего, так и привозного, выражался около 3 400 *т* в год.

Увеличить спрос на этот сорт магнезита можно и должно прежде всего путем уменьшения цены его, которая крайне высока, поднявшись против довоенного времени на заводе на 80%, и в 2,78 — 5,2 раза при мелочной монопольной продаже через Акц. О-во „Мельстрой“, ибо цена, напр., в Ленинграде у представителя Мельстроя с упаковкою колебалась от 3 р. 20 к. до 6 р. за 16 *кг* чистого веса, тогда как в довоенное время Акц. О-во „Магнезит“ продавало каустический магнезит в Ленинграде с упаковкою всего за 1 р. 15 к. за 16 *кг*.

Затем магнезиту можно открыть еще довольно широкий спрос путем установления у нас новых производств, как, например, изготовления магнезитных тиглей. Саткинский магнезит, благодаря своей очень высокой огнеупорности, вследствие большой чистоты, особенно пригоден для этого производства. Другое, новое у нас при-

менение магнезита—в керамике, по приведенным выше основаниям. За границею в этой отрасли магнезит нашел применение, у нас же, насколько известно, поле еще открыто.

Наконец, очень выгодное применение сырого магнезита, если готовить из него одновременно жидкую углекислоту и каустический магнезит. Этого производства у нас также еще не существует, тогда как за границею оно установлено во многих странах.

Из остальных месторождений магнезита наибольшего внимания заслуживают месторождения Халиловского района [1]), расположенные в Киргизской автономной области, б. Оренбургской г., Орского у., близь станции Халилово Оренбург-Орской ж. д., на запад от г. Орска. Аморфный магнезит залегает в змеевиках в виде гнезд, жил и штоков преимущественно в пределах полосы в 7 *км* длиною и 1 *км* шириною вдоль железной дороги. Магнезит залегает не глубоко. Анализ магнезита такой: MgO — 44,06%; CaO — 3,5%; Fe_2O_3 — 0,87%; потери при прокаливании 50%. Разработка этих месторождений началась в 1922 г. В 1923 г. добыто около 1 000 *т*, а в 1925 г.—около 5 000 *т*. Магнезит обжигается на заводе в Оренбурге.

Кроме этого магнезит подобного же качества, в аналогичных условиях залегания, известен на юго-запад, на юго-восток и на север от этой местности.

В виду близости от железной дороги и г. Оренбурга эти месторождения могут, быть может, представлять некоторый промышленный интерес.

В среднем Урале известны 3 месторождения аморфного магнезита в Свердловском округе, из них наиболее значительное находится в б. Сысертской даче, недалеко от слияния р.р. Сысерти и Исети. Магнезит залегает гнездами и жилами в змеевике в пределах 4 полос, длиною каждая 50—140 *м*. В 1922/23 г. было добыто около 2 000 *т*; часть его употреблена в Усть-Сысертском заводе при работе в мартеновской печи. Средний анализ обожженного магнезита такой: $MgCO_3$ — 92,4%; CaO — 2,1%; SiO_2 — 3,2%.

Недалеко от этого месторождения, в б. Н.-Иситской даче также обнаружен подобный же магнезит у так, называемого Сулимова ключа и около дер. Ключи.

Остальные Уральские месторождения находятся в южном Урале. Из них более серьезным представляется около дер. Ширмаевой, близь р. Сакмары в Башкирской АССР. Аморфный магнезит залегает гнездами среди более или менее серпентинизированных перидотитов и змеевиков. Гнезда, от небольших желваков до скоплений в 2 *м* толщиною, расположены полосою более 2,9 *м* длиною. Анализ магнезита: MgO—44,4%; CaO—2,84%; $Fe_2O_3 + Al_2O_3$—0,22%; SiO_2—0,52; потери при прокаливании—51,43%.

В 88 *км* на ЮЮЗ от Миасского завода в Башкирской АССР известны 2 месторождения аморфного магнезита в змеевике: около озер Калкан и Ургун. В первом, расположенном по склонам горы Калкан, известно несколько выработок. Жила магнезита мощностью до 2 *м*. Магнезит хорошего качества: MgO—46,67%; CaO—следы; SiO_2 — 3,15%; $Al_2O_3 + Fe_2O_3$ — 3,25%.

В 38 *км* на ЮЮЗ от Миасского завода, в Наралинских горах, и около 9 *км* на юг, известны также выходы аморфного магнезита в змеевике.

Кристаллический магнезит на Урале найден в 3 местах; из них наиболее значительное месторождение находится в Златоустовском округе, в 4,5 *км* к югу от Катав-Ивановского завода. Магнезит залегает в доломитовых известняках пластами в 4—5 *м* мощности. Состав такой: MgO — 40,65%; CaO — 2,32%; $Al_2O_3 + Fe_2O_3$ — 1,76%; SiO_2 — 3,87%, нерастворимого остатка 0,98%, $CO_2 + H_2O$ — 48,8%.

Остальные 2 месторождения кристаллического магнезита находятся в Башкирской АССР, в 6,5 *км* на север и в 22 *км* на запад от Белорецкого завода. Первый залегает среди доломитов, второй в тальковых сланцах.

Вне пределов Урала в свое время были сделаны заявки на магнезит в б. Киргизской степи, в Павлодарском у., ныне в Казакской АССР. Здесь на ЮЗ от г. Павлодара и в некоторых других местах магнезит аморфный, в змеевике.

[1]) См. статью К. В. Полякова. „Минеральное сырье" № 3, 1926 г.

Таблица № 1.

Мировая добыча магнезита (в метрических тоннах).

	1911	1912	1913	1914	1915	1916	1917	1918	1919	1920	1921	1922	1923	1924	1925
Австро-Венгрия (экспорт)	309 710	359 512	422 349	279 651	78 314	81 771	106 783	—	—	120 347	160 823	427 556	180 291[1]	155 544[3]	—
О. Евбея	—	—	96 600	117 430	136 042	175 484	154 438	36 581	61 228	69 351	57 780	55 471	57 783	58 200	—
Македония	86 856	106 338	21 454	19 271	23 939	24 000	8 500	2 759	1 180	2 519	2 352				
Италия	—	—	600	1 140	9 200	18 252	31 070	28 882	35 930	33 850	9 410	8 700	13 250	11 100	—
Испания	1 400	1 480	958	583	1 400	2 500	800	1 700	120	1 214	—	303	—	—	—
Норвегия (экспорт)	—	—	656	938	4 017	3 499	1 004	542	1 882	2 041	210	1 260	8 700	—	—
Россия	57 049	68 178	60 597	67 022	69 120	71 859	72 521	19 656	1 791	18 018	9 697	14 523	16 026	39 463	75 341 [4]
Всего в Европе	455 115	535 508	603 214	486 035	322 032	377 365	375 116	90 120	102 131	247 340	240 272	507 813	276 050	—	—
Соед. Штаты Америки	8 505	9 537	8 738	10 245	27 668	140 589	287 429	210 107	141 725	275 571	43 458	50 612	133 582	108 931	109 439
Канада	899	1 555	467	325	16 475	51 981	58 755	52 434	13 564	28 159	4 521	7 899	12 934	—	—
Венецуела (экспорт)	—	—	—	—	6 260	6 360	1 700	—	—	2 000	2 450	—	—	—	—
Всего в Америке	9 404	11 092	9 205	10 570	50 503	198 930	347 884	262 541	155 289	306 730	50 429	58 611	146 516	—	—
Британская Индия	3 546	15 626	16 458	1 707	7 570	17 924	18 494	5 947	17 401	14 577	20 338	19 582	19 749	—	—
Австралия	—	—	7 218	2 055	1 728	4 120	9 585	4 202	9 768	6 919	12 770	4 108	6 397	12 822	—
Южная Африка	—	—	403	519	569	553	709	756	1 929	1 287	1 317	962	1 240	—	—
Всего	468 065	562 226	636 498	500 886	382 402	598 892	751 788	363 566[2]	285 518[2]	576 853	325 126	591 076	449 952	-	—

[1]) Цифры Австро-Венгрии относятся к количеству магнезита, обуславливаемому только экспортом магнезитных продуктов, в которое не вошло потребление магнезита самой Австро-Венгрии, равнявшееся в 1912 г. около 130.000 тонн. Посему все данные Австро-Венгрии и мировых итогов следует увеличить, примерно, на 100.000—130.000 тонн.
[2]) Цифры 1918 и 1919 г.г. приняты без добычи в Австро-Венгрии, добыча которой неизвестна.
[3]) Экспорт из Австрийской республики.
[4]) Операционный 1924—25 год (с 1-го окт. 1924 г. по 1-ое окт. 1925 г.).

Таблица № 3.

Потребление и ввоз магнезитных продуктов и добыча сырого магнезита (в тысячах пудов).

Потребление жженых продуктов	1901	1902	1903	1904	1905	1906	1907	1908	1909	1910	1911	1912	1913	1914	1915	1916	1917	1918	1919	1920	1921	1922	1923	1924
Потребление русских:																								
1) Металлургического магнезита	30	110	230	300	380	465	465	620	620	850	1090	1272	1287	1360	1610	1900	1558	302	112	183	159	119	298	—
2) Магнезитного кирпича	10	30	50	100	110	115	205	200	200	260	300	520	500	580	592	680	635	243	25	170	302	107	215	-
3) Каустического магнезита	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	30	88	98	76	49	22	77	11	7	61	25	71	56	—
4) Потребление всех русских жженых продуктов (1 + 2 + 3)	40	140	280	400	490	580	670	820	820	1110	1420	1880	1885	2016	2251	2602	2270	556	149	414	486	297	589	—
5) Привоз и потребление всех жженых заграничных продуктов	50	266	336	260	270	285	201	349	543	193	358	481	622	349	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
6) Потребление всех жженых продуктов (4 + 5)	90	406	616	660	760	865	871	1169	1363	1303	1778	2366	2501	2365	2251	2602	2272	556	149	414	486	297	569	—
7) Добыча сырого магнезита	200	350	800	1000	1100	1180	1750	1720	2020	2280	3480	4150	3700	4100	4220	4387	4427	1200	109	1100	592	766	942	2131
8) Проценты потребления русского магнезита из общего количества потребления	44,7	34,5	45,4	60	64,5	67	75,6	70	60,6	85,2	79,9	79,6	75,2	84,2	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100

На Кавказе, в Кубано-Черноморской области, на р. Б. Лабе, известны 2 месторождения аморфного магнезита.

Указания на присутствие кристаллического магнезита имеется в Донецком бассейне, к югу от села Волноваха и в южной части Енисейской губернии, на р. Удоронге.

В бывших русских владениях, ныне в Турецкой Армении, на ЮЗ от г. Кагызмана, близь дер. Шамиляр, известна сравнительно мощная залежь пластообразной толщи аморфного магнезита на протяжении более 100 *м*.

ЛИТЕРАТУРА.

1. Карпинский, А. Геологические исследования, произведенные в Южном Урале летом 1884 г., Изв. Геол. Ком. 1885 г., т. XII.

2. Чернышев, Ф. Общая геологическая карта Евр. России, лист. 139. Труды Геол. Ком. 1889 г., т. III. № 4.

3. Краснопольский, А. Бакальские, Инзерские, Белорецкие, Авзяно-Петровские и Зигазинские месторождения жел. руд в Южном Урале. Изв. Геол. Ком. 1901 г., т. XX, № 1—2, стр. 40—41.

4. Веддинг, Л. Значение магнезита в деле изготовления основных подов. Пер. А. Шуппе. Горный Журнал. 1900 г., т. I.

5. Шуппе, А. Применение магнезита в металлургии. Горный Журнал. 1901 г., т. I. стр. 61 — 72.

6. Мейстер, А. Горные породы и условия золотоносности в южной части Енисейского округа. Геологические исследования в золотоносной области Сибири. Вып. IX. 1910 г.

7. Байков, А. Каустический магнезит, его свойства и отвердевание. Журнал Русского Металлургического О-ва 1913 г., № 3.

8. Dammer B. и Tietze O. Die Nutzbaren Mineralien mit Ausnahme der Erze, Kalisalze, Kohlen und des Petroleums. 1913.

9. Redlich, K. Die Bildung des Magnesits und sein natürliches Vorkommen. Fortschritte der Mineralogie, Kristallographie und Petrographie. Bd. 4. 1914.

10. Журнал Присутствия Геол. Ком. от 1 ноября 1916 г. Изв. Геол. Ком. 1916 г. т. 35. № 9 — 10.

11. Заварицкий, А. Естественные производительные силы России, т. IV, вып. 31. 1917 г,

12. Заварицкий, А. Результаты исследования месторождений в Саткинском районе в 1918 г. Горное Дело 1920 г. № 2 — 3.

13. Schwarz, B. Feuerfeste und hochfeuerf este Stoffe. 1922.

14. Гордиенко. Месторождения магнезита в Сысертской и Нижне-Исетской дачах. Горный Журнал 1924 г. № 11 — 12.

15. Гейслер, А. Магнезит в Халиловском районе. Вестник Геол. Ком. 1925 г. № 4.

16. I. Bronn. Geschmolzener Magnesit Metall u. Erz. 1925. № 4.

17. Economic Geology, vol. XX, number I. 1925.

18. The Mineral Industry its statistics, technology and trade during 1924. vol, XXXIII, edited by g. A. Roush A. B. B. S. 1925.

19. United States geological Survey. Mineral Resources of the United States Magnesite in 1916, 1917, 1918, 1919, 1920, 1921. Waschington.

20. United States Departement of commerce. Supplement to commerce Reports published by the Bureau of foreing and domestic commerce. Trade information bulletin № 184. Magnesite commercial sources trade.

21. The Chemical Age—1925. 14 февр.

22. Engineering and Mining Journal Press 1923 г. апрель 7, 1925 г. март 21, апрель 4 и 1926 г. № 10.

Ленинград.

Заметки и Хроника.

Новое промышленное месторождение корунда в Киргизских степях. (С'езд по абразионным материалам). Впервые присутствие корунда в районе Каркаралинска обнаружил проф. С. Ф. Глинка в конце 1925 г.[1]). При работах Геологического Комитета летом 1926 г. в том же районе геолог Русанов нашел чрезвычайно интересное коренное месторождение корунда нового типа, имеющее промышленное значение; месторождение находится около Семиз-Богу, в 300 *км* от ст. Каркаралинск. Корундовая порода прослежена в виде прямой полосы до 250 *м* длины и 6 — 8 *м* ширины, среди окварцованных порфировых пород; сопровождается корунд рядом минералов (серицит, алунит, железный блеск, руины и др.); содержание Al_2O_3 достигает 81% — 92% и более; запас, определенный на основании данных геологических и прокладки неглубоких канав, достигает, как минимум, 24 000 *т.* возможный — не менее 75 000 *т.* — 100 000 *т.*

Корунд отличается, в общем, высокими качествами. В прениях после доклада выяснилось, что корунд, добытый в месторождении, несколько хуже Кыштымского (более хрупкий), что обусловлено тем, что образцы взяты из зоны выветривания, где присутствуют минералы, образовавшиеся при этом из корунда (например, алунит). При стоимости до 70 коп. за размол 16 *кг* на мельнице «Самоцветов», добычи до 10 коп. и остальных расходах, главным образом транспортных, корунд будет стоить в Свердловске около 150 — 185 руб. за тонну. Трест «Русские Самоцветы» поручил Геологическому Комитету производить детальные разведки месторождения и пробные добычи в количестве до 670 тонн корундовой породы.

Возможны нахождения аналогичных корундовых пород и в других местах Киргизской степи с тождественным геологическим строением.

Проф. *В. Лучицкий.*

РОСТ ЦЕН НА ОЛОВО (Eng. u. Min. J. Pr. Vol. 122, № 15). В октябре 1926 г. цены на олово поднялись до 70 центов за фунт с 56 ц. в 1925 г. и 14 ц. в 1895 г., т.-е. на 400%; за тот же период времени цены на свинец поднялись на 200% (с 3 до 9 ц.), на цинк меньше, чем на 100% (с 4 до 7½ ц.), на ртуть немного более, чем 100% (с 40 до 90 ц.), на серебро остались без изменения, а на медь только на 27% (с 11 до 14 ц.).

В добыче и потреблении олова, бывших в течение ряда лет равными и стационарными (около 130 000 метр. тонн в год), в 1925 году наступило изменение. Добыча упала до 120 000 тонн, а потребление увеличилось на несколько тысяч, чем чувствительно затронуты мировые запасы; при чем доля в мировом потреблении разбогатевшей Америки возрасла с 50 до 70% (главный потребитель — консервная промышленность).

Цены на олово должны расти и в дальнейшем. 70% мировой добычи получаются из россыпей (в Фед. Малайских Штатах). По мнению местных экспертов, последние через 11 лет будут окончательно выработаны, уже через 3 года должна прекратить работу часть драг. Остальная часть олова рудного происхождения и добывается, главным образом, в Боливии, где добыча его хотя и возрастает, но лишь в небольших размерах. Поиски олова в других местах до сих пор не привели к значительным результатам.

Редакция Eng. u. Min. J. Pr. полагает, что главные надежды приходится возлагать на магматические районы «черного материка» (Центральная Африка), давшие за последние годы поразительные по своим размерам результаты в смысле добычи алмазов, золота, платины, хрома, асбеста и меди.

П. Р

[1]) См. журнал «Минеральное Сырье» № 1 за 1926 г

1-е ВСЕСОЮЗНОЕ МИНЕРАЛОГИЧЕСКОЕ СОВЕЩАНИЕ. С 1-го по 6-е января в Ленинграде происходило 1-е Всесоюзное совещание минералогов. Инициатива организации и созыва этого совещания принадлежала группе ленинградских минералогов, работающих в Академии Наук и в Горном Институте.

Насколько потребность в таком совещании, или сезде, была назревшей, видно из того, как живо откликнулись провинциальные минералоги и петрографы на призыв Ленинграда. Почти все научные центры Союза, даже весьма отдаленные, как Иркутск и Тифлис, прислали своих представителей. Всего с'ехалось 69 человек от 18 городов. Ленинградцы дополнили число членов совещания до 180.

31-го декабря в 10 часов вечера в Минералогическом Музее Академии Наук состоялась товарищеская встреча. Такое начало было весьма полезно, так как на последовавшем вечере со встречей нового года, приехавшие могли познакомиться как друг с другом, так и с ленинградцами.

Деловая часть совещания началась на следующий день, т.-е. 1-го января, когда совещание было формально открыто президентом Академии Наук А. П. Карпинским. После кратких вступительных речей председателя и акад. В. И. Вернадского, акад. А. Е. Ферсман познакомил присутствующих с конструкцией Минералогического Музея Академии. Затем проф. А. В. Шубников сделал доклад о своих текущих работах и демонстрировал при этом чрезвычайно интересные опыты После этого доклада члены совещания перешли к осмотру музея Академии.

На вечернем заседании того же 1-го января был заслушан доклад акад. А. Е. Ферсмана на тему: «Минералогия СССР и сопредельных стран». Докладчиком был поднят вопрос о необходимости организации коллективной работы всех минералогов Союза. Результатом этой работы, рассчитанной, примерно, на предстоящее десятилетие, должно явиться полное минералогическое описание всех разнообразных частей нашей обширной территории.

При последовавшем обсуждении этого вопроса, после выступления многочисленных представителей с мест, развернулась картина крайне тяжелого положения минералогических дисциплин в провинции. Во многих вузах минералогическое оборудование настолько недостаточно, что нет почти никакой возможности вести научную работу. Средства, отпускаемые на лаборатории так малы, что их едва хватает на текущие расходы, связанные с преподаванием по общим курсам. Такое положение очень печально отражается на привлечении молодежи в число научных работников в области минералогии.

Первая половина второго дня совещания (воскресенье, 2-го января) была посвящена осмотрам.

Утром для членов совещания были открыты кладовые Эрмитажа, а с 3-х до 4½ час. состоялся осмотр Рентгеновского Института акад. Иоффе.

Отсюда члены совещания перешли к осмотру лабораторий акад. Ф. Ю. Левинсона-Лессинга и проф. Белянкина в Политехническом Институте.

Следует отметить чрезвычайно интересную выставку последних работ учеников акад. Ф. Ю. Левинсона-Лессинга, устроенную специально для членов совещания.

Вечером в Политехническом Институте состоялось второе заседание, посвященное вопросам петрографии, близким к минералогии.

Докладчиками выступили акад. Ф. Ю. Левинсон-Лессинг, проф. Белянкин, проф. Заварицкий и Безбородко. Особенно оживленный обмен мнений вызвал доклад проф. Белянкина, предложившего новый принцип петрографической номенклатуры.

Утром следующего — 3-го дня совещания состоялось заседание в Горном Институте. Оно было повящено вопросам о полезных ископаемых.

Были заслушаны доклады проф. Заварицкого, Матвеева и Захарова. Среди дня происходил осмотр Керамического Института, а вечером в Минералогическом О-ве состоялось 4-е заседание, на котором были сделаны доклады физико-химического характера.

Следует особенно отметить два доклада акад. Н. С. Курнакова (содокладчик Черных): 1) о температурах разложения некоторых алюмо-силикатов и 2) об отложении солей в озерах. Большое впечатление на присутствующих произвел блестящий по форме и очень интересный по содержанию доклад проф. Заславского об изменении об'ема при смешении.

Во вторник 4-го января, состоялся осмотр Федоровского Института и Горного Музея — этого исключительного по своему богатству и красоте собрания. Членам совещания была, между прочим, показана знаменитая коллекция платиновых и золотых самородков.

Вечером того же дня в Минералогическом Музее Академии состоялось 5-е заседание, посвященное вопросам геохимии, на котором выступили акад. В. И. Вернадский, А. Е. Ферсман и другие докладчики. Очень содержательный доклад сделал проф. Бургсер о методах качественного и количественного определения рубидия и цезия.

В среду 5-го января, состоялись 6-е и 7-е заседания. Первое было отведено вопросам минералогической номенклатуры. Вечернее заседание было посвящено минералогии осадочных горных пород. На этом последнем доклады были сделаны, главным образом, московскими минералогами школы покойного проф. Я. В. Самойлова, Кленовой, Пустоваловым и Зильберминцем. Кроме того, проф. Аншелес сделал интересный доклад о методике исследования осадочных горных пород.

Утром, 6-го января, в помещении Минералогического О-ва состоялось 8-е заседание, на котором были сделаны доклады кристаллографического характера. Докладчиками выступили проф. Болдырев и Шубников от Ленинграда и прив.-доц. Флинт и Пичугин от Москвы.

Особенно интересным был доклад проф. Болдырева (содокладчик Доливо-Добровольский) о его новом методе кристаллографического диагноза.

Наконец, в 4 часа дня в Минералогическом Музее Академии состоялось 9-е и последнее заседание, отведенное вопросам организационного характера, после которого акад. А. П. Карпинский закрыл совещание.

Оглядываясь на совещание в целом, можно сказать следующее: Организационным комитетом были приложены все усилия к тому, чтобы сделать его как можно более удачным и содержательным. С этой задачей комитет справился, в общем, очень хорошо, особенно если принять во внимание то очень ограниченное количество времени, которое он имел в своем распоряжении.

Идя навстречу пожеланию организационного комитета о том, чтобы все приезжавшие на совещание высказали свое чистосердечное о нем впечатление, я позволю себе заметить, что при устройстве следующего с'езда желательно иметь в виду следующее:

1) Далеко не все заседания были одинаково интересны для всех членов совещания и, мне кажется, было бы лучше применить хоть отчасти систему разбивки по секциям.

Между прочим, петрографическая секция образовалась сама собой и имела одно заседание.

2) Было слишком много осмотров, что вызвало сильное утомление к концу недели.

3) Приглашения на совещание были разосланы поздновато. Этим, мне кажется, об'ясняется отсутствие некоторых минералогов, а также и то, что многие из приехавших ученых не сделали докладов.

Следующее совещание — или уже минералогический сезд — намечен на весну 1929 г. Местом с'езда предполагается гор. Тифлис.

Е. Е. Флинт.

В ИНСТИТУТЕ ПО УДОБРЕНИЯМ. 28/IV—26 г. состоялся доклад **М. М. Ничик**, на тему: **«Опыт с коренными улучшениями почв».** В качестве агентов улучшения применялись фосфорит, известь и навоз на оподзоленной почве в шестипольном севообороте.

Сравнивая расходы на удобрения — известь и фосфорит — с выручкой от прибавки урожаев всех культур по ним, видно, что уже в первую ротацию расходы на фосфорит окупаются стоимостью прибавок от него.

Применение извести в высоких дозах требует более продолжительного времени для возвращения затраченного капитала.

19/V—26 г. состоялся доклад **С. И. Вольфковича** и **Л. В. Владимирова** на тему: **«Зависимость между влажностью и гигроскопичностью суперфосфатов и их химическими свойствами».**

Опыты производились с суперфосфатами, приготовленными из Егорьевских и Вятских фосфоритов с применением различных норм серной кислоты (недостаточных, нормальных и избыточных).

Результаты таковы: 1) Установлена степень увеличения гигроскопичности суперфосфатов (при прочих равных условиях) с увеличением их поверхности. 2) Гигроскопичность суперфосфатов увеличивается с увеличением их свободной кислотности до определенного предела. 3) Установлена скорость поглощения влаги суперфосфатами в зависимости от возрастания относительной влажности окружающего воздуха. 4) Количество поглощенной суперфосфатом влаги уменьшается с повышением температуры окружающего воздуха лишь при условии, что относительная влажность воздуха не превышает 80—85%. 5) Способность суперфосфатов поглощать влагу при низких температурах, в условиях соответствующего уменьшения абсолютной влажности окружающего воздуха — понижается. 6) При температуре около 20° С и относительной влажности воздуха, не превышающей 80—85%, и хорошей вентиляции суперфосфата, из Егорьевского фосфорита возможно получение продукта с содержанием 8—9% влажности от сухой массы. 7) Факторы: свободная кислотность, температура и влажность окружающего воз-

духа находятся в тесной связи друг с другом в различных изученных авторами сочетаниях, усиливая или ослабляя действие друг друга. 8) Сушка суперфосфатов после выгрузки их из камеры разложения, при 70—100° С, понижая абсолютное содержание гигроскопической влаги в суперфосфате, практически не уменьшает энергии поглощения влаги из воздуха. 9) Сушка суперфосфатов (из Егорьевского фосфорита) при 80—100° С влечет за собой ускоренную ретроградацию воднорастворимых форм фосфорной кислоты, протекающую, однако, в тех же пределах, что и в неподсушенных суперфосфатах. 10) С увеличением влажности суперфосфата ретроградация воднорастворимых форм фосфорной кислоты в суперфосфате ослабляется. Увеличение свободной кислотности и понижение температуры окружающей среды — повышает этот эффект.

Все только-что указанные закономерности, установленные опытным путем, имеют практическое значение при разрешении вопросов, связанных с производством и хранением суперфосфатов.

28/VI и 14/VII — 26 г. состоялись доклады, посвященные **сводкам результатов применения удобрений, В. А. Бекетова по Псковской губ. и К. П. Ферюльской по Костромской губ.**

Эти работы имеют быть напечатаны в ближайших выпусках «Трудов» Института.

18/IX—26 г. состоялся доклад **А. В. Казакова** на тему: **«Кредит и рынок минеральных удобрений».**

Отметив большое экономическое значение минеральных удобрений, докладчик констатирует весьма слабый спрос на эти удобрения со стороны крестьянских хозяйств. Причинами слабого спроса докладчик считает, во-первых, отсутствие долгосрочного кредита и, во-вторых, отсутствие хорошо налаженной сети складов. Для иллюстрации весьма тяжелого положения со сбытом минеральных удобрений, докладчик приводит сравнительные цифры снабжения земледельческого населения с.-х. машинами и орудиями. В то время, как на 1926—27 г. кредит на с.-х. машины и орудия предположен в размере $^2/_3$ их стоимости, на минеральные удобрения кредит выражается всего около 5%. Стоимость общей продукции минеральных удобрений на 1926—27 г. выражается в сумме 11 268 000 руб., из которых на крестьянском рынке предполагается разместить на 5 000 000 руб. Для успешной продажи этой продукции, по аналогии с с.-х. машинами и орудиями, нужен кредит в 4 000 000 руб., из них — 1 000 000 р. на 2 года и 3 000 000 р. на 1 год. Между тем, по смете НКЗ, все с.-х. кредиты исчисляются в сумме 270 000 р. Такое положение в высшей степени ненормально, и должно быть в ближайшее время устранено.

25/VIII—26 г. состоялся доклад **Н. А. Шадлуна** на тему: **«Значение Соликамского калийного месторождения».**

Для выяснения характера Соликамского калийного месторождения докладчик продемонстрировал ряд типов калийных месторождений Германии. Законченный тип калийных месторождений встречается редко. Немецкие ученые полагали, что законченный тип калийные отложения имеют только в средней Германии, но, повидимому, в бывшем Пермском море мы встречаемся с подобными же отложениями, как и в Германии.

Далее, докладчик изложил результаты разведочных работ, произведенных за последнее время Геол. Комитетом, и перспективы развития калийного дела в СССР. В виду того, что в № 10—11 «Минерального сырья» помещена статья Н. А. Шадлуна, в которой приводятся важнейшие положения его доклада в Н. И. У., дальнейшее содержание его здесь опускается.

Заданные докладчику вопросы выявили преимущества Соликамских месторождений перед германскими и французскими, а именно: 1) не лишена возможность иметь не один цикл отложений калийной соли; 2) так называемая «шляпа» (гипсовый слой над благородной зоной) в Соликамском месторождении достигает всего 1 *м*, а чаще и меньше, в то время, как в Германии он равен 50 *м*, а стоимость проходки этих 50 *м* равна, приблизительно, стоимости 200 *м* обычной проходки; 3) сравнение наших залежей с Эльзасскими, как наиболее сходными, показывает различие в пользу Соликамских залежей: в Эльзасе средняя глубина залегания—до 600 *м*, в Соликамском районе — 100 *м*.

Отвечая на вопрос о возможной стоимости добычи калийных солей, докладчик сопоставил их стоимость со стоимостью добычи каменного угля, при чем отметил, что калийные залежи значительно лучше для разработки.

С. П. Лебедев.

Рефераты, обзоры и отзывы.

Лебедев П. И. Петрографический очерк района мышьяковых месторождений в верховьях р. Ардона (Сев. Кавказ). Тр. Сев. Кавк. Асс. Н. Исслед. Инст. № 2. Инст. матем. и естеств. при Сев. Кавк. Г. Ун., в. 2. Ростов н/Д. 1926, 39 стр. с 7 рис. и картой.

Автор в 1925 г. произвел предварительное обследование мышьяковых месторождений Ардонского района и описывает кратко три таковых — по р. Здруг-дон, р. Адайком-дон и р. Мамисон; первое и третье представляют тонкие прожилки аурипигмента и реальгара с кальцитом и частью кварцем в аспидных сланцах палеозоя, второе — аурипигмент и реальгар в полосе смятых сланцев между жилой диабаза с пирротином и сланцами, превращенными контактом в адиноль. Месторождения подверглись только незначительной разведке, не выяснившей их экономическое значение. В сланцах местности много безрудных кварцевых и кварцево-хлоритовых жил. Подробнее описаны горные породы этого района и в заключение дана схема мышьяковых месторождений Сев. Осетии — Ардона, Джимары, Гизель-дона и Куртатинского ущелья; намечается, но не может считаться установленной, связь их с диабазовой магмой.

В. А. Обручев.

Варданянц Л. А. К геолого-петрографической характеристике Горной Осетии (Садонский рудоносный район). Тр. Сев. Кавк. Асс. Н. Иссл. Инст. № 6. Инст. прикл. наук при Донск. Полит. Институте, в. 1. Ростов на/Д. 1926, 56 стр. с геолог. картой и разрезами.

Этот труд существенно петрографический; автор подробно описывает изверженные породы (граниты, кератофиры, диабазы и кварцевый диорит) Садонского рудоносного района и кратко сопровождающие их осадочные и метаморфические породы. Для журнала „Минеральное Сырье" главный интерес представляют выводы автора относительно возраста садонского гранита и его отношения к оруденению этого района. Исследователи последнего (Левинсон-Лессинг, Пятницкий, Гембицкий, Дервиз) считали гранит послеюрским (точнее послениженюрским), т. е. сравнительно молодым; кератофиры, прорывающие и гранит, и покрывающие последний юрские сланцы и песчаники, принимали за эффузивную фацию той же гранитной магмы, с которой связывали и образование свинцово-цинковой жилы Садона и соседних месторождений. Автор показывает, что гранит садонского и соседних массивов гораздо древнее юры, так как отложения последней в контакте с гранитом не испытали контактового метаморфизма, а только сильное смятие; гранит и кератофиры генетически не связаны, так как принадлежат разным геологическим периодам; оруденение связано с кератофирами. Эти выводы, вполне совпадающие с наблюдениями, произведенными мною летом 1926 г. в Садонском районе (до знакомства с реферируемым трудом) позволяют рассчитывать на продолжение свинцово-цинковой жилы Садона на значительную глубину, так как гранит, в котором она залегает никакого отношения к оруденению не имеет, являясь пассивным вместилищем жилы, т. е. шансы благонадежности этого месторождения значительно увеличиваются. Мало оттенено автором присутствие базального конгломерата, залегающего на граните в основании юрской свиты, содержащего гальку и валуны этого гранита и показывающего, что последний (и его оболочка) был глубоко размыт до начала отложения юры, следовательно значительно древнее ее.

В. А. Обручев.

Варданянц Л. А. К минералогии и петрографии Харанорского Забайкальской обл. месторождения вольфрамита и шеелита. Изв. Донск. Политехн. Инст., IX, 1925, 29 стр. с 9 рис.

Эта статья основана на материале, собранном проф. П. Сущинским и автором еще в 1915 — 16 гг. и содержит петрографическое описание горных пород Харанорского вольфрамового месторождения — конгломератов и песчаников осадочной свиты и прорывающего их массивного гранита и жильного гранит-порфира — и, затем, описание некоторых минералов рудных и сопровождающих. Особенно интересны наблюдения над контактовым влиянием гранита на конгломерат, показывающие, что в этой грубой породе, у самого контакта, изменена даже галька и все превращено в мелкозернистый однородный роговик, а несколько дальше вместо галек появляются темные скопления слюд, кварца и полевых шпатов, окруженные светлой кварцевой каймой. Относительно генезиса месторождения краткие выводы автора отличаются от выводов его предшественников тем, что он считает вольфрамит образовавшимся частью магматическим путем; вообще же месторождение гнездового типа, генетически связанное с пегматитами, переходящими в рудные кварцевые жилы.

В. А. Обручев.

ПЛАТИНОВАЯ ГРУППА МЕТАЛЛОВ В ИССЛЕДОВАНИЯХ ПОСЛЕДНИХ ЛЕТ. В виду того, что платиновое дело являлось почти исключительным богатством СССР, ибо в прежнее время Россия доставляла с Урала на всемирный рынок от 90 до 95% всей платины, для нас в высшей степени интересно, как эта область теперь развивается в других странах и что нового сделано в деле изучения этой группы металлов за последнее время.

Мы имеем в виду дать очерк тех сведений, которые опубликованы в международной литературе за последние годы. Среди этих данных есть указания и на новые месторождения, и на новые качественные реакции, новые методы разделения и выделения металлов платиновой группы, новые количественные определения их, на вновь полученные соединения платиновых металлов и на изготовление замещающих их сплавов из других металлов.

Новые месторождения. Из новых месторождений платиновых металлов, изучавшихся за последнее время, отмечаются месторождения в Северной Америке, в Соединенных Штатах — в Уайоминге и в Айдаго, затем, в Южной Америке — в Британской Гвиане, Колумбии, Венецуэле и в Африке — в округе Атлин, в Трансваале, в Ватерберге, бл. Претории и Лиденбурга.

I. Залежи в Северной Америке L. Duparc[1]) на основании новейших данных считает совершенно незначительным, характера очень небольших включений несмотря на все американские сообщения.

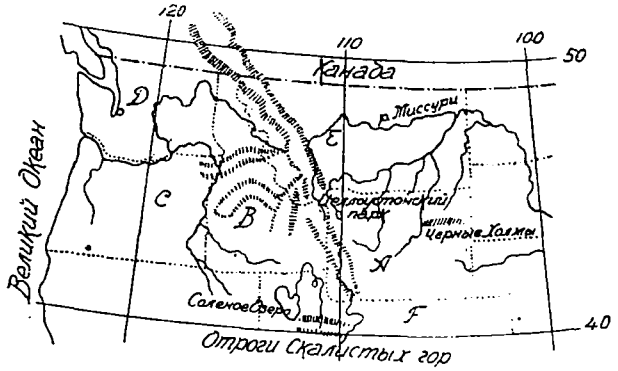


Рис. 1. Карта Сев.-зап. части С.-А. С. Ш.

Эти отложения находятся в штатах Уайоминге и Айдаго.

E. Ellis, исследовавши песок из этих мест, нашел в нем платину, иридий и следы родия[2]). При микроскопическом изучении в крупинках были констатированы какие-то маленькие кольцеобразные включения с поперечником ок. 0,5 *мм*; ближе, однако, не разобранные.

I. Finch, подвергши эти залежи более детальному изучению, пришел к тому же заключению, что и L. Duparc, а именно: что эти платиновые отложения, на которые сделала уже заявку Empire Company, не представляют сколько-нибудь большой ценности[3]).

II. Вторые месторождения, о которых даются сведения, находятся в Южной Америке — в Британской Гвиане, Колумбии и Венецуэле.

L. Spencer[4]), который исследовал эти отложения, констатировал, что материнскими породами в этих местах являются конгломераты; из минералов, которые он наметил здесь, он указывает на кварц, лимонит и черный турмалин. Эвклаз встречается здесь в двух различных типах — в отдельных прозрачных бесцветных кристаллах уд. вес. 3,05 и в опаловидных окрашенных кристаллических аггрегатах уд вес. 2,86 — 3,10, из которых многие представляют из себя шоколадно-бурые розетки, твердостью > 7. Непрозрачность этих последних форм, как показал автор, зависит от массы включений зерен окислов железа. Главным металлом, встречающимся в этих отложениях, оказался палладий, который встречается среди последних, в виде зерен до 20 *мг* весом. Вместе с зернами *Pd* в этих породах, далее, найдены также алмазные зерна с обкатанными углами, но, несомненно, октаэдрической формы, с фигурами вытравления.

[1]) L. Duparc — Arch. Sc. phys. et nat. Geneve (5) *6*, Suppl. 102 (1924).
[2]) E. Ellis — Engin. Mining Journ. Presse *119*, 63. Idaho Bureau of Mines and Geology (1924 — 25).
[3]) I. Finch — Engin. Mining Journ. Presse *120*, 95. Denver, Coll. (1925).
[4]) L. Spencer — Mineral. Magazine *20*, 186, 217 (1924).

При ближайшем изучении Spencer нашел, что модификация палладия, встречающегося в Гвиане, имеет гексогональное сложение, т.-е. относится к форме аллопалладия. При обработке молотком, эта модификация распадается, ибо она — очень хрупка; далее, она легко растворяется в азотной кислоте; с иодистым калием дает в растворе черный осадок, растворимый в избытке реактива с винно-красной окраской; с цианистым калием она образует желтовато-белый осадок; хлористая двойная аммониевая соль ее имеет вид киновари.

O. Stutzer, изучавший залежи Колумбии и Венецуэлы, указывает, что в них наряду с золотом, серебром, медью и железом находится во многих местах также платина [1]).

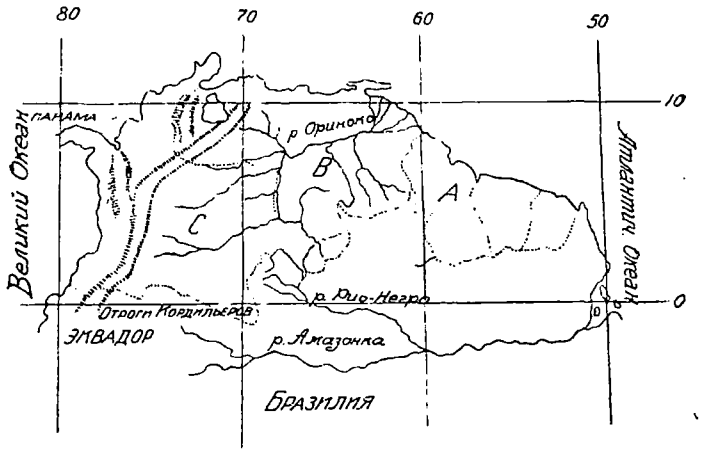


Рис. 2. Схематическая карта Северной части Южной Америки.

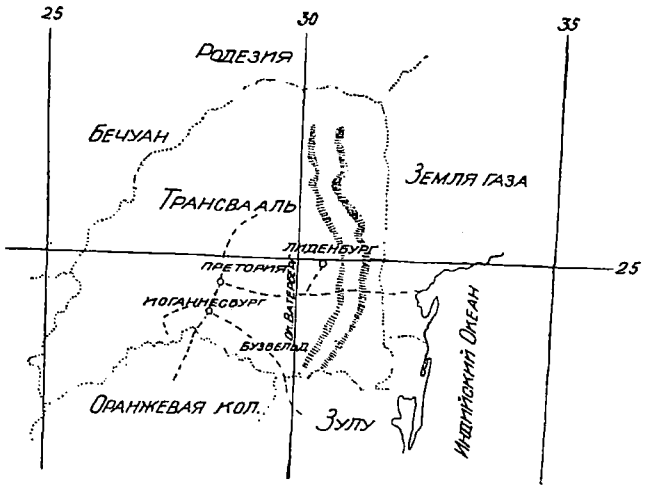


Рис. 3. Схематическая карта Трансвааль.

Что касается количества добываемой платины в Колумбии, то L. Bernal-Granados [2]), указывая на годовую добычу за 1924 г. в 1 538 кило, считает, что Колумбию отныне можно считать крупнейшим мировым поставщиком платины, хотя следует сказать, что Россия доставляла раньше в 3—4 раза больше.

III. Третьи констатированные места выходов залежей, содержащих платиновые металлы, находятся в Африке в округе Атлин на реке Рубе и на юге в Трансваале, в округе Ватерберг бл. Претории и Лиденбурга.

[1]) O. Stutzer — Metall u. Erz. *21*, 349 (1924).
[2]) L. Bernal-Granados — Umschau *30*, 208 (1925 — 26).

На реке Руби T. Gledhill[1]) нашел кристаллы осмистого иридия, серо-стального, а местами обовянно-белого цвета, в ультра-основных изверженных породах.

В Южной Африке, как описывает P. Wagner и T. Trevor, найдена самородная платина в Трансваале в кварцевых жилах, часто обрывающихся и местами сопровождаемых железным блеском. В породе, взятой из отдельных выемок, содержание платины колебалось от 9.6 до 519,0 *г* на тонну; концентрат же дал 372,2 *г* платины, 172,2 *г* палладия и 62.2 *г* иридия на тонну[2]).

При последующих исследованиях те же авторы описали новое месторождение в 230 *км* северо-восточнее от Претории[3]). Здесь платиновые металлы встречаются в первичном залегании на основных породах, состоящих из норитов и гортонолитов-дунитов, в виде часто хорошо образованных кристаллов, а также и неправильных зерен. Анализ металлических включений дал на 12,8% железа и следы меди следующие количества платиновых металлов: платины — 84,0%, осмия и иридия — 2,3%, палладия — 0,3%, родия — 0,2%. Площадь распространения платины еще не вполне выяснена. Содержание платины в отдельных пробах колеблется от 6,8 *г* до 57,8 *г* на тонну. Включения платины в гортонолитах-дунитах об'ясняются авторами растворением ее в закиси железа. Значение этих отложений в промышленном отношении сильно понижается тем, что эти породы залегают на больших глубинах.

В позже появившихся сообщениях P. Wagner'a, T. Trevor'a и E. Mellor'a, а затем — H. Merensky, A. Newberry и J. Kemp'a даются сведения также об участках близ Лиденбурга[4]). Из обследования этих мест оказалось, что содержащие платину дуниты уходят в глубь и представляют из себя не особые горизонты, а более поздние выходы из глубин; местами платина связана здесь с пироксенитовой зоной[5]).

A. Hall[6]) исследовал комплекс изверженных пород Бузвельда в Южном Трансваале и нашел, что по окраине он состоит из основных норитов, а в центре — из гранитов. Нориты — все прежнего происхождения и заключают платиновые включения в первичном залегании, при чем по характеру их можно разбить на два типа — тип дунитовых отложений с самородной мелкоизмельченной платиной и тип норитовых отложений, которые лежат над дунитами и сопровождаются анортозитом.

Кроме специальных исследований, в международной литературе за последнее время были опубликованы и обзоры, из которых можно указать обзор L. Leroux[7]) об отложениях Урала, Колумбии, Южной Африки и др., и обзор W. Adolphi[8]) — специально о русских платиновых отложениях.

Проф. Вл. Челинцев.

---

[1]) T. Gledhill — Contrib. to Canad. Miner. *1021,* 40, N. Jahrb. f. Miner. Abt. A, *1925,* 11, 53.

[2]) P. Wagner и T. Trevor — S. Afric. Journ. of Industr. *6,* 577 (1923), Zeitsch. f. Ang. Ch. *37,* 831; N. Jahrb. f. Miner. *1924,* 11, 47; Science *59,* 510 — Waschington and Lee Univ.

[3]) P. Wagner и T. Trevor — S. Afric. Journ. of Industr. Pretoria — *6,* 577 (1923). N. Jahrb. f. Miner. Abt. A, *1925,* 11, 229.

[4]) P. Wagner и T. Trevor — S. Afric. Min. Eng. Journ. Johannesburg. *1924,* 312; S. Afric. Journ. of Indust. *1925,* Sep. 26. Pretoria; Trans. geol. Soc. S. Afric. 28, 1 (1925). A. Newberry и S. Kemp — Ing. Mining Journ. Press. *121,* 717, 763, New-York.

[5]) H. Merensky — S. Afric. Min. a. Eng. Journ. Johannesburg *35,* 474, Metall und Erz. *22,* 564 (1925).

[6]) A. Hall — Journ. Chem. Metallurg. Mining Soc. South Africa *26,* 160.

[7]) L. Leroux — Ind. chimique *12,* 295, 355.

[8]) W. Adolphi — Chem. Ztg. *50,* 232.

Отв. ред. проф. ***Н. М. Федоровский.***

Главлит 62528. Заказ № 3760. Тираж 1500. 5 п. л.

Типо-литография „Красный Печатник" Гостехиздата. Ленинград, Международный пр., 75.

ГОСУДАРСТВЕННОЕ ТЕХНИЧЕСКОЕ ИЗДАТЕЛЬСТВО

Москва, Центр, Ильинка, Юшков пер., 6. — Тел. 2-56-34.

„МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ и его переработка".

В форме ежемесячных выпусков книжного формата объемом около 60 печатных листов в год.

ПРОГРАММА ЖУРНАЛА:

1. Общие вопросы минерального сырья, его промышленного и земледельческого использования и экспорта.
2. Изучение свойств минерального сырья, его добычи и назначения. Методология. Районные описания месторождений. Специальная технолого-производственная оценка. Нормализация. Экономика. Учет сырьевых запасов.
3. Металлургическая, силикатная промышленность, промышленность минеральных удобрений и друг.

Технология использования минерального сырья в разных отраслях промышленности. Технические исследования; производственные процессы и аппараты; методы работы; новое применение минералов; нормализация изделий.

4. Рефераты иностранных и русских научно-исследовательских работ.
5. Библиография.
6. Хроника.
7. Практические предложения, вопросы и ответы.
8. Объявления.

В журнале принимают участие следующие лица: проф. **В. А. Александров**, проф. **С. Е. Андреев**, проф. **В. В. Аршинов**, проф. **А. А. Байков**, инж. **Ю. В. Баймаков**, инж. **Н. Н. Барабошкин**, проф. **М. А. Блох** (уполномоченный Редакции по Ленинграду), проф. **Э. В. Брицке** (зав. Отделом промышленности), проф. **П. И. Будников**, проф. **С. Н. Ванков**, **М. П. Вельтман**, акад. **В. И. Вернадский**, инж. **Е. С. Гендлер**, проф. **К. И. Виконт**, инж. **С. И. Вольфкович** (зав. Отд. минеральн. удобрений), инж. **К. Е. Габуния**, инж. **Н. Ю. Ган**, инж. **И. И. Гинзбург**, проф. **С. Ф. Глинка**, инж. **В. И. Головкин**, проф. **К. И. Григорович**, проф. **В. Е. Грум-Гржимайло**, проф. **П. А. Двойченко**, инж. **М. Э. Зборовский**, инж. **А. П. Иванов**, проф. **Л. Л. Иванов**, акад. **В. Н. Ипатьев**, инж. **В. П. Камзолкин**, геол. **А. В. Казаков**, инж. **Л. К. Конюшевский**, инж. **В. А. Корвацкий**, проф. **Б. И. Крогов**, **В. И. Крыжановский**, проф. **А. Н. Кузнецов**, инж. **Г. И. Кульбуш**, акад. **Н. С. Курнаков**, проф. **Н. К. Лахтин**, (зав. Отд. строительных материалов), проф. **П. И. Лебедев**, проф. **А. Л. Лебедянцев**, акад. **Ф. Ю. Левинсон-Лессинг**, проф. **В. И. Лучицкий** (зав. Отделом силикатного сырья), проф. **М. С. Максименко**, **А. А. Мамуровский**, инж. **Л. А. Мертц**, инж. **Н. С. Михеев**, проф. **В. Я. Мостович** (зав. Отд. цветн. металлов), проф. **Д. П. Мушкетов**, **К. А. Ненадкевич**, проф. **В. А. Обручев** (зав. Отд. иностр. сырьевого и рудных месторождений), инж. **В. А. Пазухин**, проф. **С. П. Попов**, проф. **П. Ф. Пономарев**, инж. **И. В. Попов**, проф. **П. П. Пятницкий**, инж. **П. В. Рабчинский** (зав. Отд. профессион. и НОТ), инж. **П. С. Рюмин**, **В. М. Свердлов** (зав. Отд. Экономики), проф. **А. А. Скочинский**, инж. **В. П. Смирнов**, проф. **Н. Н. Смирнов**, инж. **В. И. Стукачев**, проф. **П. П. Сущинский**, инж. **В. С. Сырокомский**, проф. **А. А. Твалчрелидзе**, геолог **Н. Н. Тихонович**, **П. К. Топольницкий** (Заведующий Редакции), инж. **В. И. Трушлевич** (зав. Отд. обогащения), инж. **С. П. Туманов**, акад. **А. Е. Ферсман**, проф. **П. С. Философов**, проф. **Н. М. Федоровский** (зав. Отд. общим и прикладной минералогии), инж. **Г. А. Цулукидзе**, проф. **Н. И. Червяков**, проф. **П. Н. Чирвинский**, проф. **Н. П. Чижевский** (зав. Отд. черных металлов), инж. **А. С. Шахмурадов**, проф. **Б. С. Швецов** (зав. Отд. переработки силикатного сырья), инж. **Д. И. Щербаков**, инж. **Д. А. Эгиз**, инж. **П. И. Юдинсон**, проф. **Н. Ф. Юшкевич** (зав. Отд. прикладной химии), проф. **В. В. Юрганов**, проф. **Н. А. Шадлун**, инж. **С. Д. Шейн**.

Ответственный редактор — проф. **Н. М. Федоровский**.

Адрес Редакции: Москва, 17. Б. Ордынка, 32. **Тел. 69-43.**

ИНСТИТУТ ПРИКЛАДНОЙ МИНЕРАЛОГИИ И МЕТАЛЛУРГИИ.

БУРОВЫЕ РАБОТЫ.

БУРЕНИЕ НА ВСЕ ВИДЫ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ.

АЛМАЗНОЕ КОЛОНКОВОЕ, ВРАЩАТЕЛЬНОЕ И КОМБИНИРОВАННОЕ ВРАЩАТЕЛЬНО-УДАРНОЕ БУРЕНИЕ.

САМЫЕ ДЕШЕВЫЕ ЦЕНЫ.

БЫСТРОЕ И АККУРАТНОЕ ВЫПОЛНЕНИЕ ОПЫТНЫМИ МАСТЕРАМИ.

Запросы направлять:

в Горно-Технический Отдел Института Прикладной Минералогии и Металлургии.

МОСКВА, 17, Б. ОРДЫНКА, 32.

ПРОДОЛЖАЕТСЯ ПОДПИСКА на **1927** год

„СТРОИТЕЛЬНАЯ ПРОМЫШЛЕННОСТЬ“

ежемесячный журнал, посвященный вопросам строительства и производства строительных материалов. Год издания 5-й.

ПОДПИСНАЯ ЦЕНА:	В год.	За ½ года.	За ¼ года.
Без доставки	10 р.	6 р.	3 р. 25 к.
С доставкой	11 р.	6 р. 75 к.	3 р. 75 к.

Цена отдельного номера 1 р. 25 к.

При коллективной годовой подписке на 10 экз. журнала, со внесением полной стоимости в редакцию, **одиннадцатый экземпляр высылается бесплатно** по указанному подписчиком адресу.

АДРЕС РЕДАКЦИИ: Москва, Центр, Ильинка, Юшков пер., 6. Государственное Техническое Издательство.

Подписка принимается: в Гостехиздате—**Москва,** Центр, Ильинка, Юшков пер., 6, и в магазинах ГТИ: Тверская, 25; Петровка, 10; Разгуляй, 38/2; Мясницкая, 1-а; Волхонка, 6; Арбат, 6. В **Ленинграде:** просп. Володарского, 59 (уг. просп. 25 Окт.), просп. 25 Октября, 24. В **Харькове:** ул. 1-го Мая, 8. В **Киеве:** ул. Воровского, 35. В **Ростове н/Д:** ул. Фр. Энгельса, 69. В **Н.-Новгороде:** ул. Як. Свердлова, 19. В **Свердловске:** ул. Ив. Малышева, 58-а; В отделениях Издательства „Контрагенство печати“ и во всех почтово-телеграфных Конторах.

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ
И ЕГО ПЕРЕРАБОТКА

MINERAL RESOURCES AND THEIR TECHNOLOGY

№ 5/6 1927 ГОД II

МОСКВА

ПРОДОЛЖАЕТСЯ ПОДПИСКА на 1927 год

НА ЕЖЕМЕСЯЧНЫЙ ЖУРНАЛ

„МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ И ЕГО ПЕРЕРАБОТКА“

Орган Научно-Исследовательских Институтов по минеральному сырью НТУ ВСНХ СССР, при участии Комиссии Естественно-Производительных Сил СССР при Всесоюзной Академии Наук.

ЖУРНАЛ ВЫХОДИТ В ОБЪЕМЕ 5—6 ПЕЧ. ЛИСТОВ.

При ближайшем участии: акад. **Н. С. Курнакова**; акад. **Ф. Ю. Левинсон-Лессинг**; акад. **А. Е. Ферсман**; проф. **Э. В. Брицке**; проф. **Н. К. Лахтина**; проф. **В. И. Лучицкого**; проф. **В. Я. Мостовича**; проф. **Д. И. Мушкетова**; проф. **В. А. Обручева**; проф. **П. П. Пятницкого**; **В. М. Свердлова**; проф. **Б. С. Швецова** и проф. **Н. Ф. Юшкевича**.

Ответственный редактор проф. **Н. М. Федоровский.**

ПОДПИСНАЯ ЦЕНА:	1 год.	1/2 года.	1/4 года.
Без доставки	10 р.	6 р. — к.	3 р. 25 к.
С доставкой в Москве . . .	11 „	6 „ 75 „	3 „ 75 „
Иногородняя	12 „	7 „ 50 „	4 „ 25 „
За границу	18 „ (9 долл.)	12 „ — „ (6 долл.)	7 „ — „ (3,50 долл.)

Комплект за 1926 г. — 11 руб.

Отдельные выпуски в розницу по 1 р. 20 к., удвоенные по 1 р. 80 к.

АДРЕС РЕДАКЦИИ: Москва, 17, Б. Ордынка, 32, Институт Прикладной Минералогии и Металлургии.

ОБЪЯВЛЕНИЯ:

Впереди текста 1 стр.—**150** руб.; 1/2 стр.—**80** руб.; 1/4 стр.—**45** руб.
Позади текста 1 стр.—**100** руб.; 1/2 стр.—**60** руб.; 1/4 стр.—**35** руб.

ПОДПИСКА ПРИНИМАЕТСЯ: В Гостехиздате—Москва, Ильинка, Юшков пер., 6, и в магазинах **ГТИ:** Петровка, 10; Разгуляй, 38/2; Мясницкая, 1-б; Волхонка, 6; Тверская, 25; Арбат, 6; в **Ленинграде**—Пр. Володарского, 59 (уг. пр. 25 Октября); Пр. 25 Октября, 24; в **Харькове**—улица 1-го Мая, 8; в **Н.-Новгороде**—ул. Я. Свердлова, 19; в **Киеве**—ул. Воровского, 35; в **Свердловске**—ул. Ив. Малышева, 58-а и в **Редакции журнала.**

Заведующий Редакцией **П. К. Тополь**ницкий.

ИЗДАНИЕ ГОСТЕХИЗДАТА.

„Mineral resources and their technology“

Issued monthly. Journal of the Scientific—Research Institutes of the Scientific—Technical Department of the Supreme Council of National Economy of U. S. S. R.; With the collaboration of The Committee for the Exploration of Natural Productive Forces Academy of Sciences of U. S. S. R.

Published by the State Technical Editorship.
Subscription price: 9 dol. per annum.
6 dol. 6 monthes.
3,5 dol. 3 monthes.

Advertisements: before the text: 1 page dol. 75; 1/2 page dol. 40; 1/4 page dol. 25;
after the text: 1 page dol. 50; 1/2 „ dol. 30; 1/4 „ dol. 20.

Office: Institute of Economic Mineralogy and Metallurgy,
B. Ordynka, 32. MOSKOW. U. S. S. R.

БУРОВЫЕ РАБОТЫ.

БУРЕНИЕ НА ВСЕ ВИДЫ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ.

АЛМАЗНОЕ КОЛОНКОВОЕ, ВРАЩАТЕЛЬНОЕ И КОМБИНИРОВАННОЕ ВРАЩАТЕЛЬНО-УДАРНОЕ БУРЕНИЕ.

САМЫЕ ДЕШЕВЫЕ ЦЕНЫ.

БЫСТРОЕ И АККУРАТНОЕ ВЫПОЛНЕНИЕ ОПЫТНЫМИ МАСТЕРАМИ.

Запросы направлять:

в Горно-Технический Отдел Института Прикладной Минералогии и Металлургии.

МОСКВА, 17, Б. ОРДЫНКА, 32.

ПРОДОЛЖАЕТСЯ ПОДПИСКА на 1927 год

„СТРОИТЕЛЬНАЯ ПРОМЫШЛЕННОСТЬ"

ежемесячный журнал, посвященный вопросам строительства и производства строительных материалов. Год издания 5-й.

ПОДПИСНАЯ ЦЕНА:	В год.	За ½ года.	За ¼ года.
Без доставки	10 р.	6 р.	3 р. 25 к.
С доставкой	11 р.	6 р. 75 к.	3 р. 75 к.

Цена отдельного номера 1 р. 25 к.

При коллективной годовой подписке на 10 экз. журнала, со внесением полной стоимости в редакцию, **одиннадцатый экземпляр высылается бесплатно** по указанному подписчиком адресу.

АДРЕС РЕДАКЦИИ: Москва, Центр, Ильинка, Юшков пер., 6. Государственное Техническое Издательство.

Подписка принимается: в Гостехиздате—**Москва,** Центр, Ильинка, Юшков пер., 6, и в магазинах ГТИ: Тверская, 25; Петровка, 10; Разгуляй, 38/2; Мясницкая, 1-а; Волхонка, 6; Арбат, 6. В **Ленинграде:** просп. Володарского, 59 (уг. просп. 25 Окт.), просп. 25 Октября, 24. В **Харькове:** ул. 1-го Мая, 8. В **Киеве:** ул. Воровского, 35. В **Н.-Новгороде:** ул. Як. Свердлова, 19. В **Свердловске:** ул. Ив. Малышева, 58-а; в отделениях Издательства „Контрагенство печати" и во всех почтово-телеграфных Конторах.

НА ДОМ НЕ ВЫДАЕТСЯ

Пролетарии всех стран, соединяйтесь!

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ

И ЕГО ПЕРЕРАБОТКА

ОРГАН НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИХ ИНСТИТУТОВ ПО МИНЕРАЛЬНОМУ СЫРЬЮ НТУ ВСНХ СССР

ПРИ УЧАСТИИ КОМИССИИ ЕСТЕСТВЕННО-ПРОИЗВОДИТЕЛЬНЫХ СИЛ СССР ПРИ ВСЕСОЮЗНОЙ АКАДЕМИИ НАУК

№ 5—6	1927 г.	Год II

MINERAL RESOURCES AND THEIR TECHNOLOGY

ГОС ПУБЛИЧНАЯ НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКАЯ БИБЛИОТЕКА СССР

69/1/60 Р484

ГНБ

ГОСУДАРСТВЕННОЕ ТЕХНИЧЕСКОЕ ИЗДАТЕЛЬСТВО
МОСКВА, 1927

СОДЕРЖАНИЕ.

Месторождения. Стр.

П. М. Замятин. — Колчеданные месторождения района Богомоловских рудников на Урале 323
И. П. Толмачев. — Гора каменной соли в Северной Сибири 345
Д. П. Сердюченко. — Старо-Крымское месторождение графита 348

Исследования и методика.

А. Н. Крестовников. — Получение солей мышьяковой кислоты по термическому способу проф. Э. В. Брицке 354
С. И. Вольфкович. — К вопросу об использовании карналлита для целей удобрения 362
А. С. Шахмурадов. — Влияние окиси цинка на содержание меди в шлаках при плавке на штейн 366
Е. А. Слепцов. — О новом способе отмучивания каолинов и огнеупорных глин . 374

Промышленный.

Ю. А. Макаров. — Экскаваторы или солесосы 377
Ф. О. Лисенко. — Украинский силекс и его значение для керамической промышленности 385
П. Н. Григорьев. — Применение андезита на Боржомском бутылочном заводе . . 388
М. А. Гордиенко. — Кошкальская тальковая фабрика в Миасском районе . . . 390
И. В. Рыкачев. — Асбоцементные трубы и их значение 393

Заметки и хроника.

С. Ф. Глинка. — Ванадий в шлаках Юговского завода 397
В. К. — Коренные месторождения золота в Туркестане 398
В. А. Корвацкий. — Полезные ископаемые Афганистана 398
И. Алимарин. — Об определении борной кислоты 400
М. Зборовский. — Новый метод обработки титановых руд 401
П. Григорьев. — Работы Института Силикатов 401
С. П. Лебедев. — В Институте по удобрениям 406
Н. М. — Клуб горных деятелей 409

Рефераты, обзоры и отзывы.

В. А. Обручев. — Tin-fields of the world, by Jones W. R. 411
В. А. Обручев. — О необходимости поисков оловянных руд в Енисейском крае, Чуракова, А. Н. 411
Н. Яхонтов. — Магнезит, его добыча, переработка и применение, Карачунского, Б. И. 411
С. Ф. Глинка. — Дюмортьерит, как промышленный минерал 412
С. Ф. Глинка. — Вермикулит и серпентин, с содержанием никкеля 413
Д. Чижиков. — Медеплавильные и свинцовые заводы в Сев. Америке 414
Л. М. — Очистка глины 416
Л. М. — Андалузит — новый огнеупорный материал 416
Л. М. — О техническом анализе глин 416

Горн. инж. П. М. Замятин.

Колчеданные месторождения района Богомоловских рудников на Урале.

Введение. Разведочные работы не только района, но и самих Богомоловских месторождений еще не закончились. К специальным геологическим исследованиям не приступлено совершенно. Между тем, в связи с проектируемой постройкой на базе Богомоловских медно-колчеданных месторождений завода на годовую производительность меди в 10 000 *т*, который будет иметь громадное значение в предстоящем развитии медного дела на Урале и вообще в СССР, — наблюдается определенный и вполне понятный интерес к Богомоловским колчеданным месторождениям со стороны самых широких кругов. Несмотря на это, в литературе до сих пор нет более или менее полной сводки материалов, касающихся этих месторождений.

В силу приведенных соображений, еще до окончания разведочных работ и обработки материалов, мы берем на себя смелость дать в настоящем очерке предварительную сводку накопившихся разведочных и архивных материалов, относящихся к этим месторождениям.

Дабы представить более полную картину рудных ресурсов района, попутно постараемся осветить по тем случайным и далеко не точным данным, которые имелись в нашем распоряжении, работавшиеся ранее серно-колчеданные месторождения (Андреевский и Спасо-серно-колчеданный рудники), имеющие генетическую связь с месторождениями медистого колчедана — Компанейским и Левинским. Последние были открыты в результате систематических поисков бывшего Богословского общества, поэтому представляет интерес дать краткий исторический очерк развития этих работ и вообще горного дела в описываемом районе.

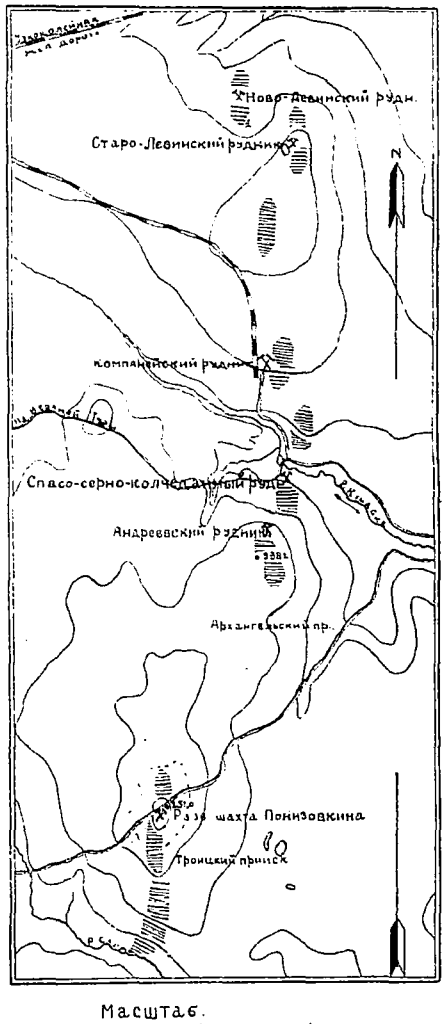


Рис. 1. Местоположение колчеданных месторождений Богомоловского района.
Схематическое обозначение сланцевых полос

1. Краткий исторический очерк.

Описываемый район находится в 25 *км* на восток от Кушвинского завода. Во второй половине прошлого столетия он пользовался широкой известностью по богатству россыпного и жильного золота. К настоящему времени золотое дело пришло в полный упадок.

Начало добычи колчеданов на Спасо-серно-колчеданном руднике относится к 1856 году. В 1897 году деятельность Спасо-серно-колчеданного рудника прекратилась, очевидно, в связи с открытием более богатого, смежного месторождения Андреевского рудника.

В 1912 году пример успешного развития Карабашского предприятия, с одной стороны, и начавшая выясняться выработанность Богословских рудников—с другой, понудили правление бывшего Богословского общества приступить к поискам колчеданных месторождений, аналогичных Кыштымским.

По инициативе геолога Богословского Горного Округа Е. Стратонович было обращено внимание на описываемый район. В том же году Е. Стратонович обследует месторождения Спасо-серно-колчеданного и Андреевского рудников, принадлежащие на правах аренды Т-ву бр. Ушковых. В результате этой командировки, Е. Стратанович устанавливает аналогию Спасо-серно-колчеданного и Андреевского месторождений с Кыштымскими в Сойкановской долине, выраженную развитием вмещающих колчеданные залежи динамометаморфических сланцев и тождественными условиями залегания и дает определенное заключение, что „если Кыштымское горное дело сумело разыскать *постоянные по медности места в серно-колчеданных массах, то и в Гороблагодатской* даче близ речки Кушайки много шансов найти подобное же“ [1]).

В следующем 1913 году Е. Стратонович получает от Богословского Горнозаводского общества уже определенное задание ориентироваться на месте относительно возможного простирания колчеданных залежей и в соответствии с этим сделать заявки к северу и к югу от Спасо-серно-колчеданного и Андреевского рудников, продвинув полосу заявок по возможности далее на север до р. Ляли. Но при этом выяснилось, что большинство интересующих участков оказались или заявленными на золото, или в пределах общественных наделов. Поэтому почти весь 1914 год пришлось потратить на закрепление прав на разведку. Тринадцать бывших Богомоловских приисков, в том числе и площадь нынешнего Компанейского рудника (перешедших уже к Рощинской) были куплены за 230 000 рублей.

По оформлении юридической стороны вопроса, Богословское общество с 1915 года приступило к систематическим поисковым работам к северу от Спасо-серно-колчеданного рудника, начав с прослеживания полос метаморфических сланцев, вмещающих колчеданные залежи и имеющих простирание С. З. 10—12°. Разведочные линии задавались вкрест простирания сланцев в расстоянии 200—300 *м* одна от другой, с шурфами на них через 20 *м*. Результатом этих работ явилось открытие в 1916 году железной шляпы Компанейского и Ново-Левинского месторождении.

Железная шляпа Компанейской линзы до горизонта 18 *м* обследовалась весьма детально шурфами с квершлагами через 50*м*, соединенными потом *общим штреком. Шурф № 114 был расширен сечением и переоборудован* в шахту, которая носила название сначала Богословской, а потом Компанейской, будучи углублена сначала до колчедана на 21 *м*, а потом до 33 *м*. Горизонтальные выработки по колчедану велись на горизонте 25, 27, 28, 31 и 32 *м*. Что же касается разведки железной шляпы Н.-Левинского месторождения—то разведками Богословского Об-ва она была почти не затронута.

[1]) Отчет Е. Стратонович от 8/VI — 1912 г.

На глубину оба месторождения разведывались алмазными скважинами, которых было пройдено около 30. Бурение прекратилось внезапно, в виду отказа работавших здесь шведов продолжать бурение после национализации. Последние скважины остались не законченными.

С возрождением Богомоловского дела в 1925 году алмазное бурение возобновилось. Точно так же была детально разведана и опробована железная шляпа Н.-Левинского месторождения.

Таким образом, ни поисковые ни разведочные работы в районе Богомоловских рудников не являются законченными, что отмечал в своей статье В. В. Кисельников [1]).

2. Краткий геологический очерк района.

В геологическом отношении район, непосредственно тяготеющий к Богомоловским рудникам, изучен недостаточно. Только с западной стороны он освещен работами геолога Геологического Комитета В. М. Дервиз [2]). Поэтому представляется возможным дать лишь схему чередования пород в направлении с запада на восток, начиная от горы Благодати, западный склон которой слагают породы порфиритовой группы, которые, по В. М. Дервиз, являются здесь наиболее древними изверженными породами. Они подстилают толщу кислых эффузивных пород, туфов, брекчий и, возможно, известняков нижне-девонского возраста.

Последние тянутся, повидимому, меридиональной полосой вдоль восточного подножия сиенитового массива, подступающего к горе Благодати с юго-восточной стороны, и прослеживаются далее в пределах Н.-Туринской дачи. Восточные выходы известняков наблюдаются по р. Савотьке, в 10 *км* на запад от Богомоловских месторождений.

Полоса эффузивных пород сиенитовой магмы (преимущественно щелочных), шириной 10—12 *км*, протягивающаяся в меридиональном же направлении к востоку от известняков, граничит с массивом змеевиков, которые создают в этом районе более возвышенный рельеф (Сионские горы).

Колчеданные залежи Богомоловских месторождений связаны с развитием этих эффузивных щелочных пород. Восточная часть полосы эффузивных щелочных пород изобилует наличием золотоносных кварцевых жил, которые несут вкрапленность мышьяковистого колчедана. По свидетельству Ч. В. Кузнияр, она включает значительное количество осадочных сланцев.

Район восточнее змеевикового массива сложен гранитами. Граниты встречаются также в виде отдельных островов в упомянутой выше полосе щелочных эффузивных пород (Старо-Левинская разведка и „Восточная" золотая разведка на бывших Богомоловских отводах). При этом следует отметить, что старо-левинские граниты близки к пегматитам, а граниты восточной части полосы представляют тип нормальных уральских гранитов.

В полосе эффузивных щелочных пород следует различать порфиры альбитовые и кварцевые. Эти породы можно рассматривать, как проявление одной и той же магмы. Местами они подверглись рассланцеванию и метаморфизации, выразившейся в замещении массы породы вторичными образованиями кварца, хлорита и серицита.

В результате этого процесса явилось превращение полево-шпатовых пород в кварце-хлоритовые, кварце-хлорито-серицитовые и кварце-серицитовые сланцы, с которыми и связаны колчеданные месторождения.

Простирание сланцевых полос близко к меридиональному; падение крутое на восток и запад. Длина их по простиранию достигает около 1 *км*

[1]) „Горный Журнал", апрель 1925 года.

[2]) В. М. Дервиз. „О геологических исследованиях в Гороблагодатском районе в 1923/24 г.г.", предварительный отчет („Изв. Геол. Ком." 1924 г., т. XLIII, № 10).

РЕГ. ЗН. № 1
ПРОЧИТАНО
1935 г.

и более, ширина вкрест простирания редко превышает 100 метров. Иногда наблюдаются параллельные полосы. Разведками Богословского Общества, фирмы Понизовкина и Богомоловского Комбината, сланцевые полосы прослеживаются от северной границы Н.-Тагильской дачи за пределы В.-Туринской дачи. Дальше на север систематических разведок не производились, но à priori можно сказать, что рассланцованная полоса тянется много севернее, подтверждением чему служит нахождение сланцев по Лобве и в северной части Верхотурского уезда.

Обычно участкам интенсивной рассланцованности соответствуют места более сильно выраженной метаморфизации. С такими участками, чаще всего, связано проявление рудоносности. Вблизи колчеданных залежей преобладает проявление окварцевания и серитизации, несколько дальше — хлоритизации и серитизации, еще дальше — хлоритизации. Указанное соотношение имеет весьма важное практическое значение при оценке возможной рудоносности сланцевых полос на предмет постановки детальных разведок.

Линзообразные залежи сульфидных руд, залегают, согласно с общим направлением сланцеватости вмещающих пород, располагаясь ближе к лежачему боку наиболее интенсивно выраженных зон окварцевания и серитизации. В их состав входят: пирит, халькопирит, свинцовый блеск, цинковая обманка и другие сульфиды. Колчеданы и кварц содержат золото и серебро.

Поверхностные выходы колчеданных линз и густых вкрапленностей колчедана в сланцах, чаще всего, выражены проявлением так называемых „железных шляп", представляющих результат окисления сульфидных руд и состоящих из сильно окварцованного бурого железняка, железистого кварца, охры, сланцев, проникнутых водными окислами железа. Но бывали примеры, что зоны очень густой вкрапленности колчедана проявлялись близ поверхности без наличия железной шляпы. Для медистых колчеданов, содержащих в своем составе халькопирит, весьма характерна, сильно пористая (ячеистая) структура железной шляпы. Медь и сера в железной шляпе являются выщелоченными, почти, полностью (остаются десятые доли процента). Зато в отношении золота и серебра, как элементов более устойчивых в зоне железной шляпы, наблюдается тенденция к обогащению.

Выходы коренных пород на дневную поверхность наблюдаются чрезвычайно редко. Обычно они прикрыты толщей наносной глины средней мощности в 4—5 *м* (иногда мощность наносов достигает 10 *м*). Вблизи зон оруденения наблюдается присутствие валунов сланцев и бурого железняка, что в разведочной практике района расценивается, как признак рудоносности. Рассланцованная свита, как более устойчивая в отношении выветривания, всегда проявляется ближе к поверхности, нежели массивные коренные породы. Последние, сверх того, под толщей наносной глины, подверглись каолинизации на значительную глубину (от 4 до 30 *м*), что чрезвычайно затрудняет геологическое картирование района.

3. Спасо-серно-колчеданный рудник (Лейхтенбергский).

Разработка месторождения Спасо-серно-колчеданного рудника началась в 1856 году [1]), закончилась в 1897 году. За период времени с 1872 по 1898 год (25 лет) добыто руды 86 000 *т* (по оффициальным данным).

---

[1]) Месторождение открыто Фелькнером в 1845 году благодаря обнаруженной вкрапленности колчедана в отвале одного из старых разведочных шурфов пробитых при разведке на золото (на берегу р. Кушайки). Заложенным тогда же шурфом здесь был встречен колчедан с содержанием Cu до 6%. Разработка вначале велась от казны. За этот период времени рудник назывался Лейхтенбергским и документировался как медный. С переходом в аренду фирме Ушкова он получил нынешнее название и числился по документам как серно-колчеданный.

Архив Спасо-серно-колчеданного, а также и Андреевского рудников был уничтожен во время гражданской войны. Точно также вряд-ли найдутся какие-либо материалы в архиве Управления Гороблагодского Округа, который сильно пострадал при эвакуации. В нашем распоряжении были только материалы бывшего Богословского общества, главным образом отчеты Е. Стратонович и К. Тарасова, составленные больше по рассказам сторожилов. В настоящее время все шахты рудника пришли в такое состояние, при котором доступ в них совершенно не возможен. Число шахт — около 12. Все они расположены приблизительно по одной линии, имеющей длину 586 *м* и направление близкое к меридиональному, согласно общего простирания пород. Работы велись до горизонта 153 *м* (шахта Мишинная). Северный конец колчеданной линзы приходится где-то между шахтой Петровской и *р.* Кушайкой в 20 — 25 *м* южнее последней. Немного дальше на юг, линза изгибается в юго-восточном направлении имея падение, судя по рассказам старого штейгера (В. Устинова) на запад, хотя достоверность этого сообщения является весьма сомнительной. Во всяком случае, для остальной части месторождения в достаточной степени выясняется вертикальное падение рудных линз с тенденцией на восток.

Вмещающей породой, судя по отвалам, являлись хлоритовые, кварцевые и кварце-серицитовые сланцы. Степень спрессованности пород, из которых эти сланцы, образовались в результате динамометаморфических процессов—весьма разнообразна: встречаются куски, разлистованные, как бумага, в тоже время на некоторых образцах сланцев ясно заметны следы первоначальной структуры-порфировой или обломочно-туфовой.

Западным боком месторождения считался „синяк". Распространением этой породы руководствовались при проведении разведочных и эксплоатационных выработок. Обычно она служила пределом для их проведения. По отзыву Е. Стратонович термином „синяк" обозначалась мало слоистая плагиоклазовая порода, сохраняющая хорошо следы первоначальной порфировой структуры (вероятно, порфир или альбитофир).

В восточном боку по всем разведочным квершлагам встречались сильно слоистые метаморфические сланцы. В общем строение месторождения представляется в таком виде: вдоль „синяка" тянется полоса динамо-метаморфических сильно разлистованных пород, среди которых защемлены линзы кварца и колчедана.

Кварц и теперь встречается в большом количестве по отвалам. Колчеданные линзы являются взаимно параллельными, оканчиваясь постепенно убывающей вкрапленностью. Снаружи их облекает покров серицитового сланца. Мощность их в среднем около 1 *м*, доходя иногда до $2 — 2^1/_2$ *м*. Местами наблюдались „пережимы". При очистных работах Александро-Ивановской шахты был встречен сдвиг с амплитудой около 10 *м*. Колчеданные линзы залегают на глубине 13 *м*. Верхние горизонты их прикрыты наносами и превращены в железную шляпу. Колчедан, по преимуществу, серный и только местами медистый. На это указывает характерный золотисто-желтый оттенок на свежих изломах, а также зеленоватые и синеватые примазки углекислой меди на выветрелых образцах. В них же Е. Д. Стратонович наблюдал скопления теннорита (окись меди). По словам старожилов, прежде встречалась красная медная руда (закись меди) и магнитный колчедан. В пустотах линз наблюдались прекрасные кристаллы гипса и пирита.

Является вполне установленным, что на руднике, наряду с серным колчеданом, добывался медный. При эксплоатационных работах различались линзы „серого" и „черного" колчеданов. Первый содержал весьма незначительное количество меди и шел на производство серной кислоты. „Черный колчедан" хотя и содержал более или менее постоянное количество меди, но был мало сернистым и при добыче сваливался отдельно. В 1907 году вследствие большого спроса на медную руду все медистые отвалы были вывезены для извлечения меди. После этого найти на руднике образцы медного колчедана весьма трудно.

Состав руды: *Cu* до 8% (по П. П. Федотьеву содержание *Cu* доходит до 17%), *S* до 36—45%, *Au* до 0,73 *г* на 1 тонну.

На глубину месторождение, безусловно, не является выработанным. Достоверно известно, что не все работавшиеся линзы вынуты полностью. В месторождениях подобного типа есть полная возможность обнаружить на глубине новые линзы.

Оставшиеся запасы колчеданов уже работавшихся линз К. Тарасов [1]) определяет:

вероятный	46 023 *т*
возможный	31 170 *т*
Всего	77 193 *т*

Причиной прекращения эксплоатации рудника послужило, повидимому, открытие колчеданных залежей Андреевского рудника, находящегося в 1 *км* к югу от Спасо-серно-колчеданного и в более выгодных условиях в отношении эксплоатации.

4. Андреевский рудник.

Месторождение, эксплоатируемое рудником, лежит в 1 *км* к югу по линии простирания залежей Спасо-серно-колчеданного рудника [2]).

В геологическом отношении оно мало чем отличается от Спасо-серно-колчеданного месторождения: те же линзообразные залежи колчедана среди тех же динамометаморфических сланцев. Отличие заключается в том, что: 1) нет „черного", т.-е. медистого колчедана [3]) и 2) линзы отличаются бо́льшей мощностью, которая в раздувах доходит до 20 *м*.

Колчедан появился на глубине 12 *м* от поверхности. На руднике было пройдено большое количество алмазных скважин, как с поверхности, так и из выработок, но все материалы бурения были утеряны во время гражданской войны.

Северная часть месторождения разрабатывалась шахтами — Андреевской, Ильинской, Сретенской и Семеновской.

Из шахты Андреевской по горизонту 25 *м* пройден штрек на юг до шахты Ильинской (рис. 2). Мощность колчедана на этом участке, по рассказам лиц, работавших на проходке штрека, всего около 1 *м*. При этом наблюдаются частые пережимы и переходы руды в „перебой", т.-е. в довольно тонкое переслаивание руды и сланцев [4]). Только посредине расстояния между шахтами Андреевской и Ильинской наблюдался раздув до 3 *м* мощности, который полностью выработан.

Трудно сказать, является ли колчедан означенного участка естественным продолжением залежи, находящейся к югу от Ильинской шахты и разрабатываемой шахтами Сретенской и Семеновской (рис. 2). Во всяком случае про-

---

[1]) Кузнецов и Тарасов. Запасы медных руд и описание меднорудных месторождений Урала. „Урал" Т.-Э. сборник, в. 4, 1922 г.

[2]) Рудничный архив вместе со всеми чертежами полностью был уничтожен во время гражданской войны. При составлении настоящего описания рудника помимо упомянутого отчета Стратоновича и статьи Кузнецова и Тарасова, многое записано со слов старожилов, штейгеров Кляковкина и Короткова.

[3]) Обычно в колчедане содержится не более 0,6% *Cu*, *S*—35—51%, *Au* до 3 *г* на 1 тонну. Принимая во внимание, что 1) при добычных работах едва-ли производилось систематическое опробование; 2) работами затронуты только верхние горизонты (до 63 *м*), которые возможно относятся к зоне выщелачивания—вопрос о содержании меди в Андреевском месторождении (на глубине)—нельзя считать окончательно разрешенным. Подтверждением этому служат не только соображения общегеологического характера, но и высокое содержание в рудничной воде меди, количество которой по последним анализам достигает от 1 до 1,49 *мг* на 1 литр.

[4]) Почти вся порода, добытая из штрека, шла в сомнительный отвал.

мышленное значение этого участка незначительно. По всей вероятности, здесь кроме „перебоя“ имеют развитие небольшие линзочки колчедана, не связанные с главной линзой. Неизвестно, на какой глубине встречен колчедан в шахте Ильинской. Имеются сведения, что на глубине, приблизительно, от 25 до 53 *м* шли белые серицито-кварцевые сланцы, а с 53 *м* до 61 *м* шахта прошла по колчедану, в котором она и была остановлена. Наблюдается весьма крутое падение на восток. По горизонту 25 *м* она сбита со Сретенской шахтой. На этом горизонте с 5 *м* по направлению к югу началось расширение колчеданной залежи. Приблизительно, в расстоянии 25 *м* на юг от Ильинской шахты по горизонту 25 *м* наблюдается максимальный раздув линзы, доходящий до 11 *м*. Против Старо-Сретенской шахты наблюдается пережим линзы до 8 *м*. Против Ново-Сретенской шахты мощность линзы снова увеличивается до 10 *м* (рис. 2). Из описания видно, что Старо-Сретенская шахта пройдена в 52 *м* южнее Ильинской и попала сразу на колчедан. По этой причине из нее работались только верхние горизонты до глубины 28 *м*. Ново-Сретенская шахта, пройденная несколько юго-западнее от Старо-Сретенской, в породах лежачего бока углублена по белым серицито-кварцевым сланцам до 64 *м*. Имея паровой подъем и водоотлив, она являлась наиболее солидно оборудованной шахтой рудника.

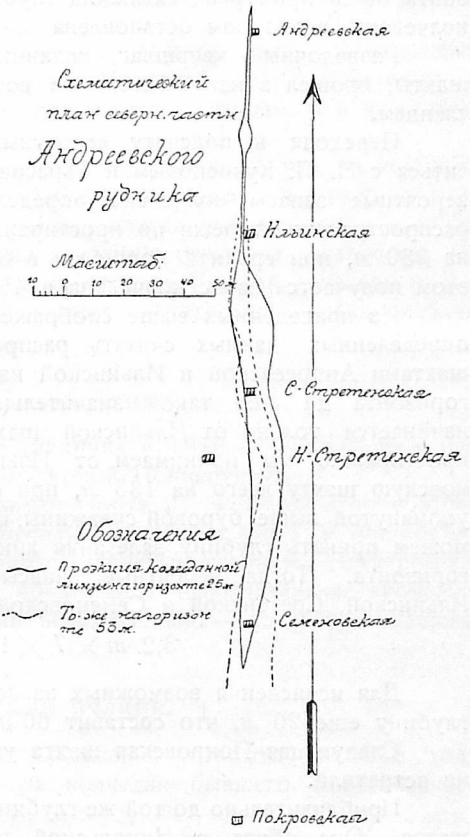


Рис. 2.

Семеновская шахта, находящаяся в 54 *м* южнее Н.-Сретенской шахты, попала также на колчедан. Из нее велись работы до горизонта 40 *м*. По горизонту 25 *м*, приблизительно, в 7—10 *м* южнее Семеновской шахты линза выклинивается, как это видно из приведенного разреза по этому горизонту. Шахтами Ильинской и Сретенской линза выработана до глубины 53 *м*. Прилагаемые проекции линзы по горизонтам 25 и 53 *м* (рис. 2) составлены со слов старожилов много лет работавших на руднике.

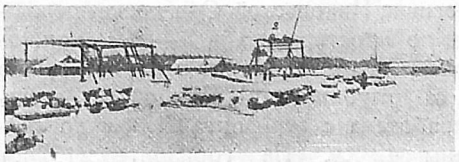


Рис. 3. Андреевский рудник:

1) шахта Ново-Сретенская (копер сломан); 2) шахта Ильинская. Ноябрь 1926 г.

Приведенные горизонтальные проекции линзы хотя и страдают большой схематичностью и относительной неточностью, но дают более или менее приближенное представление о форме и условиях залегания линзы. Из них видно, например, что мощность северной части линзы уменьшается с глубиной, а для южной части она увеличивается. Иными словами, мы имеем дело со „скатыванием“ линзы на юг.

По горизонту 53 *м* забои остановлены приблизительно в 17 *м*, южнее Семеновской шахты, где мощность линзы достигла 15 *м*. При этом умень-

шения мощности залежи в направлении на юг не наблюдалось. Таким образом, южный конец залежи является не прослеженным. Что касается распространения ее на глубину, то не имея никаких данных, трудно дать тот или иной ответ на этот вопрос. Из выработок недалеко от Н.-Сретенской шахты с горизонта 53 *м* пробурена скважина глубиной 33 *м*, которая целиком прошла по колчедану, в котором остановлена из-за поломки инструмента.

Разведочный квершлаг, заданный несколько севернее С.-Сретенской шахты, прошел в направлении на восток более 20 *м* по серицито-кварцевым сланцам.

Переходя к подсчету вероятных запасов линзы, мы не можем согласиться с Н. П. Кузнецовым и Тарасовым, которые в упомянутой выше работе вероятные запасы колчедана определяют следующим образом: принимают распространение залежи по простиранию, начиная от Андреевской шахты к югу на 230 *м*, при средней мощности в 6,4 *м* и глубине залегания 106,5 *м*. При этом получается запас колчедана в 455 000 *т*.

Из приведенных выше соображений является вполне очевидным, что нет определенных данных считать распространение колчеданной залежи между шахтами Андреевской и Ильинской на глубину 106,5 *м*, ниже работавшегося горизонта да еще такой значительной мощности. Северный конец линзы начинается только от Ильинской шахты, поэтому распространение залежи по простиранию мы принимаем от Ильинской шахты к югу на 30 *м* за Семеновскую шахту всего на 135 *м*, при средней мощности в 7 *м*. На основании упомянутой выше буровой скважины, прошедшей по колчедану больше 30 *м*, мы можем принять глубину залегания линзы только на 40 *м* ниже работавшегося горизонта. Тогда вероятные запасы колчедана в линзе, разрабатываемой Ильинской, Сретенской и Семеновской шахтами, определяются:

$$3{,}2\ т \times 7 \times 135 \times 40 = 120\ 800\ т$$

Для исчисления возможных запасов допускаем распространение залежи на глубину еще 20 *м*, что составит 60 000 *т* колчедана.

Следующая Покровская шахта углублена по сланцам до 30 *м*; колчедана не встретила.

Приблизительно до той же глубины и по сланцам же пройдена Петровская шахта. Она сбита с Никольской шахтой. Залежь колчедана, разрабатываемая последней шахтой, представляет сильно раздутую линзу в 30—35 *м* по простиранию и 8—9 *м* мощностью в месте наибольшего раздува. Залежь выработана с 21,3 *м* до 42 *м*. По простиранию и на глубину она переходит в „перебой". Из выработок производилось бурение до глубины 20 *м*, не давшее удовлетворительных результатов, в виду чего от подсчета возможных запасов этой залежи приходится воздержаться.

Залежь Анно-Петровской шахты аналогична Никольской. Она также представляет сильно раздутую линзу около 30 *м* по простиранию и 7—8 *м* мощностью и также переходит по простиранию и на глубину в „перебой". Залежь выработана с горизонта 21,3 *м* до глубины 42 *м*. На горизонте 21,3 *м* в восточном борту встречена железная шляпа. Возможные запасы для залежи Анно-Петровской шахты до глубины 75 *м* ниже выработанного горизонта Н. Кузнецов и Тарасов определяют в 138 000 *т*. Мы считаем эту цифру не обоснованной и со своей стороны, не имея данных относительно распространения залежи на глубину, не считаем возможным делать какие-либо подсчеты.

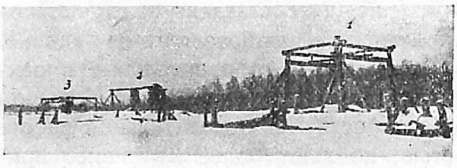


Рис. 4. Андреевский рудник:
1, 2) Анно-Петровская шахта; 3) Никольская шахта.
Ноябрь 1926 г.

В 60—80 *м* юга-западнее Анно-Петровской шахты двумя разведочными канавами встречены выходы железной шляпы. В северной канаве железная шляпа представлена чрезвычайно плотным бурым железняком. Распространение железной шляпы прослеживается в отвалах шурфов к югу и юго-востоку от указанной канавы. В отвалах шурфов встречаются также сланцы с вкрапленностью колчедана.

Для поисков предполагаемой колчеданной залежи, здесь была задана, восточнее выходов железной шляпы, разведочная шахта с квершлагом на запад с горизонта 25 *м*. Шахта прошла по серицитовым сланцам, а в квершлаге были встречены прожилки колчедана.

Общая длина квершлага около 17 *м*. Вполне возможно, что он не дошел до колчеданной линзы. Во всяком случае электро-разведка нынешнего года не дала никаких указаний на присутствие здесь колчеданных залежей. Было бы желательно пройти из квершлага на запад алмазную скважину метров на 40.

Район, южнее Андреевского рудника на отводах Ушкова, детально разведывался этой фирмой в 1917 году. В отвалах некоторых шурфов наблюдаются серицитовые и хлоритовые сланцы.

5. Разведка Понизовкина.

В 3-х *км* к югу от Андреевского рудника в 1916—17 году производились разведочные работы на колчедан фирмой Понизовкина.

В пробитой разведочной шахте до горизонта 21 *м* квершлагом с этого горизонта встречены незначительные прожилки колчедана (до 1 *м* мощности). Шахта прошла по серицитовым и серицито-кварцевым сланцам. Электро-разведкой нынешнего года в этом районе обнаружена незначительная аномалия.

Содержание *Cu* в колчедане весьма незначительно — до 0,2%, содержание *Au* не превышает 0,6 *г* на 1 *т*.

6. Компанейский рудник.

Как упоминалось выше, это месторождение открыто в 1915 году в результате систематических поисков на колчедан бывшего Богословского Общества. Находится оно на левом берегу речки Кушайки, приблизительно в $^1/_2$ *км от последней, в 50 м к западу от линии* простирания Спасо-серно-колчеданного рудника.

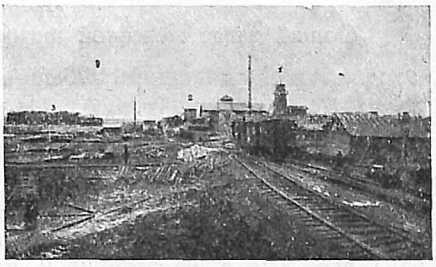


Рис. 5. Компанейский рудник:
1) Компанейская шахта; 2) шурф № 195; 3) шахта „Коминтерн" (вновь заложена). Сентябрь 1926 г.

Месторождение разведано довольно детально с поверхности шурфами с квершлагами до горизонта 20 *м* и на глубину алмазным бурением до горизонта 150 *м* и частью до горизонта 200 *м*. Работы из шахты Компанейской велись до горизонта 32 *м*.

„Полоса" метаморфических сланцев Компанейского месторождения не лежит на простирании таковой же Спасо-серно-колчеданного рудника и с ней не связана.

Падение залежи в общем восточное, простирание сев.-зап. 13—14.°. Разведочными работами установлено, что колчеданная линза залегает в альбитофирах [1]), измененных в хлоритовые сланцы, а ближе к линзе в серицитовые

[1]) По последним микроскопическим исследованиям студ. М. Меркулова и Д. Суслова, в лежачем боку наблюдается наличие более основных плагиоклазов (от № 30 до № 40) нежели в висячем, где преобладают кислые плагиоклазы (от № 0 до № 20).

и серицито-кварцевые сланцы. Переход пород от висячего бока к лежачему представляется в таком виде: альбитофир не измененный, альбитофир слоистый и хлоритовые сланцы, хлоритовые и серицито-кварцевые сланцы, сланцы с вкрапленностью колчедана и „перебой“ [1]), *колчедан* (одна или несколько линз, разделенных сланцами, сланцами с вкрапленностью колчедана, перебоем), сланцы со вкрапленностью колчедана, просто сланцы (чаще хлоритовые), альбитофир.

От этой схемы есть некоторые отступления в сторону выпадения одного из компонентов, но в общем она выдерживается. Наблюдается, что ближе к лежачему боку линза окварцевана, вероятно, при вторичных процессах. Окисленная зона колчеданной залежи представлена ясно выраженной железной шляпой, которая и послужила причиной открытия месторождения.

В соответствии с общей тенденцией колчеданной линзы увеличиваться с глубиной по мощности, последняя в верхних горизонтах настолько незначительна, что выходы железной шляпы под наносами имеют вид узкой полосы максимальной ширины до 7 *м*, которая местами прерывается, но в общем имеет длину по простиранию около 250 *м*.

Окисленная зона распространяется до глубины 19 *м*. Штрек, пройденный по этому горизонту, установил простирание залежи на 250 *м*. Железная шляпа представляет охристую породу, переходящую в нижних горизонтах в сплошной бурый железняк. Последний по своей структуре пористый, сильно окварцеванный, особенно в нижних горизонтах, с натечными образованиями в пустотах.

В южной части месторождения по горизонту 19 *м* мощность железной шляпы значительно больше, нежели в северной. В среднем для южной части она составляет 5,7 *м*. Принимая распространение залежи с указанной мощностью по простиранию на 120 *м* (до средины расстояния между шурфами № 167 и 195) и на глубину 13 *м*, имеем запас бурого железняка для южной части месторождения [2]):

$$2{,}1\ т \times 5{,}7\ м \times 120\ м \times 13\ м = 19\,000\ т.$$

Для северной части при средней мощности железной шляпы в 1,5 *м* запас бурого железняка определяется:

$$2{,}1\ т \times 1{,}5\ м \times 125\ м \times 13\ м = 5\,100\ т.$$

Общий запас железной шляпы Компанейского месторождения:

$$19\,000\ т + 5\,100\ т. = 24\,100\ т.$$

Для разрешения вопроса о содержании в железной шляпе *Au* и *Ag*, имеющихся данных недостаточно. По 25 пробам, взятым из штрека Компанейской шахты, содержание $Au = 7{,}93$ *г*, $Ag = 54{,}90$ *г* на 1 тонну.

Пробы, взятые при углублении Компанейской шахты, показывают, что содержание *Au* с глубиной колеблется. Так, на глубине 8 *м* содержание *Au* на 1 $т = 5{,}24$ *г*, на глубине 9 $м = 8{,}54$ *г*, на глубине 9—10 $м = 14{,}64$ *г*.

Для уточнения процентного содержания благородных металлов в железной шляпе потребуется поставить опытное опробование путем проходки специальных шурфов. Во всяком случае, добыча железной шляпы будет сильно затрудняться рудничными постройками, возведенными в непосредственной близости к месту ее распространения.

Ниже окисленной зоны (железной шляпы) залегает пояс выщелоченных сульфидов, в виде так называемого колчедана „сыпучки“, глубина залегания которой для Компанейского рудника составляет всего $1/2$ — 1 *м*. Относи-

---

[1]) Термином „перебой“ обозначался в бывшем Богословском обществе сланец с прожилками колчедана, при этом содержание *S* на-глаз составляет 20—35%.

[2]) Вес 1 *куб. м* бурого железняка принимаем 2,1 *т*.

тельно распространения других зон месторождения можно будет говорить только после детального минералогического изучения материалов буровых скважин и горных выработок. Особенно ценный материал будет получен с развитием намеченных подготовительных и добычных работ. Теперь же следует отметить, что процентное содержание *Cu* по горизонтам 27,29,32 *м*, а так же по скважинам, пересекшим месторождение в верхних горизонтах, несколько выше, нежели для нижележащих горизонтов, достигнутых более глубокими буровыми скважинами и, что в выработках 27 и 29 горизонта встречался ковеллин. Приведенные факты дают указания на присутствие зоны вторичного сульфидного обогащения, не предрешая, однако, вопроса относительно глубины ее распространения.

Буровые скважины, задававшиеся с целью пересечь рудное тело через каждые 53 *м* по простиранию, вполне оконтуривают центральную, наиболее мощную часть линзы. Северный и южный концы последней являются недостаточно освещенными. Скважина № 25 остановлена на глубине 287,87 *м* в колче-

Рис. 6. Вид с Компанейского рудника в сторону Ново-Левинского (просек).
1) шурф № 195, 2) шахта Коминтерн.
Октябрь 1926 г.

дане, по которому прошла 10 *м*. Намеченная добурка скважины выяснит, имеем ли мы здесь дело с новой линзой или с продолжением известных залежей. В южном конце залежи пройдена новая скважина № 3-А в плоскости скважины № 3, которая колчедана не встретила. Было бы желательно пройти буровую скважину в плоскости скважины № 15, пересекшей залежь на глубине 200 *м* мощностью около 63 *м*. Эта дополнительная скважина, заданная из расчета пересечь залежь в верхних горизонтах той же плоскости могла бы дополнить разрез по скважине № 15 [1]) и имела бы значение в отношении опробования.

---

[1]) Все скважины, пройденные бывшим Богословским об-вом задавались под углом 45—60°. Вопрос об искривлении скважин является не выясненным. В материалах бывшего Богословского общества имеются указания на то, что бурившими здесь шведами производились измерения направления скважин специальным прибором, которые будто бы не дали существенных отклонений. Для нас является совершенно невероятным, чтобы в условиях таких неустойчивых в отношении твердости пород, к тому же сильно рассланцеванных, с какими приходится иметь дело при бурении на Богомоловских рудниках — скважины, заданные с малым уклоном, не давали значительных отклонений. Во всяком случае при нашем бурении под углом 45—50° все скважины на первых 40 *м* давали искривленне вниз на 10—8° против заданного наклона, дальше искривление скважин шло вверх на 1—2° на каждые 20 *м*. Поэтому было бы необходимо расчистить несколько старых скважин до 100—200 *м* и измерить их направление. Измерение искревления старых скважин входило в план работ нынешнего года, но Уралмедь не смогла органи-

Прилагаемые разрезы по скважинам и проекции линзы на горизонте 100 *м* (черт. 7, 8, 9, 10, 11, 12) дают достаточно ясное представление о форме рудного тела. При этом следует отметить, что мы представили месторождение в виде отдельных линз, а не в виде одной залежи с ответвлениями более мелких жил от главной линзы, как это делалось бывшим Богословским обществом. Такое представление на основании имеющихся материалов мы считаем более вероятным.

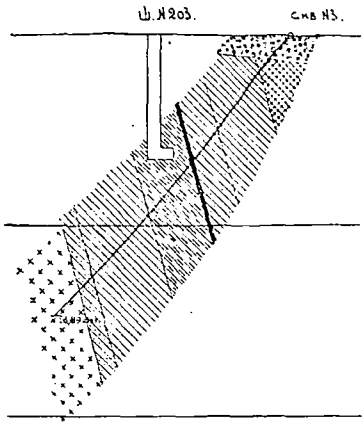


Рис. 7. Геологический разрез Компанейского месторождения по ш. 203 и скв. № 3.
(Условные обозначения пород приведены на вкладном листе чертежей).
Масштаб $\frac{1}{2000}$.

Максимальный раздув линзы проявляется в плоскостях скважин № 3 и № 15. В плоскости скважин № 4 и № 8 мощность залежи на горизонте 155 *м* доходит до 65 *м*, при этом вследствие раздува в западном борту наблюдается западное падение.

Разрезы по скважинам составлены согласно микроскопических определений пород геолога Е. Д. Стратоновича. Однако, громадное количество шлифов, которые приготовлялись почти с каждого метра, говорит за то, что едва ли названный исследователь в виду своей занятости и ограниченности времени, протекшего после бурения, и его отъездом— мог использовать их с должной полнотой.

Во всяком случае, породы, встреченные буровыми скважинами, являются по этим определениям недостаточно отчетливо расчлененными, что не могло не отразиться на точности прилагаемых разрезов [1]). Породы по скважинам № 2—А и № 8—А определялись макроскопически.

Большой архив шлифов, оставшийся от бывшего Богословского об-ва по скважинам Компанейского и Левинского рудников, нуждается в детальном

зовать эту работу, хотя учет искривления старых скважин может существенно изменить представления о форме и запасах месторождения.

При вычерчивании профилей по старым скважинам, мы дали им направление, исходя из предположения их искривления по аналогии со скважинами нынешнего года № 2—А и № 8—А.

Скважина № 2—А, заданная под углом 45°, имеет следующий угол наклона на различной глубине:

Глубина метр.	Угол наклона.	Глубина метр.	Угол наклона.	Глубина метр.	Угол наклона.
0	45°	100	46°	200	37.5°
20	55°	120	46°	220	35°
40	52,5°	140	45,5°	240	35°
60	49,5°	160	39.5°	260	35°
80	47°	180	41°		

[1]) Полоса эффузивных щелочных пород на разрезах показана под одним условным обозначением. При этом породу, которая на чертежах обозначена кератофиром, следует считать альбитофиром, о чем упоминалось выше.

Скв. № 25 по имеющимся в нашем распоряжении архивным материалам имела угол наклона 45°. В настоящее время выяснилось, что угол наклона этой скважины 60°. В соответствии с этим должно несколько измениться то представление о строении самой северной части Компанейского месторождения, которое изображено на нашем разрезе по горизонту 100 *м* (рис. 12).

изучении. Что касается керна по буровым скважинам, то его в значительной степени можно считать погибшим. Колчедан, добытый из скважин, почти полностью использован для химических анализов, которые производились с каждого метра уходки скважин.

Оставшийся керн был сложен в ящиках в подвальном помещении Федоровского Геологического музея, где каждую весну затоплялся водой. В результате 10 летнего лежания в таких условиях ящики оказались сгнившими, керн рассыпавшимся, бумажки с надписями истлевшими. Будет очень хорошо, если удастся восстановить хотя бы 2—3 скважины.

Чтобы дать полное представление о составе руд, приводим сводку анализов по буровым скважинам, объединяя в отдельные „пояса" участки с более или менее близким содержанием *Cu* и SiO_2 [1]):

№№ скважин	Угол наклона	№№ поясов	Метры ухода			Название пород	SiO_2	*Fe*	*Cu*	*S*	*Zn*	*Au* г на	*Ag* 1 *m*
			от	до	Всего								
5	38°	1	60	61,5	1,5	Колчедан	20,2	35,84	1,37	37,79	сл.		
					5,5	Перебой колчедана							
		2	61,5	67,5		и сланцев	28,4	28,59	1,15	33,88	0,37		
		3	71,5	72,3	0,8	Колчедан	39,0	25,62	5,84	22,06	сл.		
					4	Перебой колчедана							
4	45°	1	29	33		и сланцев	40,20	26,66	сл.	29,31	сл.	5,18	3,17
		2	33	39	6	Колчедан	23,12	34,10	сл.	38,41	сл.		
		3	39	44	5	Перебой	48,25	20,47	0,25	23,79	сл.	сл.	сл.
		4	44	48	4	Колчедан	27,18	28,32	8,20	32,57	сл.		
		5	48	54	6	Перебой	51,10	18,01	0,25	20,37	0,11		
		6	54	85	31	Колчедан	10,77	39,83	2,52	45,24	0,15		
8	45°	1	47	48	1	Перебой	54,52	17,9	0,15	18,97	сл.		
		2	55	56	1	„	59,08	13,98	0,04	14,58	сл.	нет	сл.
		3	59	60	1	„	36,16	26,44	0,04	27,51	сл.		
		4	80	91	11	„	58,62	12,61	сл.	12,04	сл.	нет	сл.
		5	91	116	25	„	33,89	27,84	0,18	30,98	сл.		
		6	116	117,5	1,5	„	60,32	9,80	0,02	9,70	сл.		
			117,5	120	2,5	Нет керна							
		7	120	122,3	2,33	Колчедан	16,44	35,51	0,5	41,0	2,06		
		8	124	128	4,0	„	2,36	41,83	0,29	47,9	21,81		
		9	128	129	1	„	2,66	44,04	2,44	49,40	0,26		
		10	129	140	11	„	3,34	42,90	5,02	48,23	сл.	1,25	2,24
		11	140	144	4		11,63	40,13	2,76	45,35	0,04	1,66	5,87
		12	144	148	4	„	13,93	38,59	3,93	43,32	0,10	1,30	2,73
		13	148	155	7	„	15,04	38,91	1,55	43,81	0,68	нет	сл.
		14	155	159	4	„	8,78	42,18	0,65	47,69			
		15	159	181	22	„	5,91	43,21	1,59	49,05			
		16	181	188	7	„	8,53	42,72	0,73	47,69			
		17	188	194	6	„	7,45	42,02	1,49	47,95			
12	45°	1	117	122	5	Колчедан	29,41	30,69	0,24	34,04	сл.	6,07	2,80
		2	122	123	1	„	26,32	32,43	2,87	36,30	сл.		
		3	123	126	3	„	21		5,35				
		4	126	136	10	„			2,89				
		5	159	163,30	4,3	„	2,76	44,72	0,04	44,56	сл.	сл.	сл.
					2,46	Сланцы с густой							
15	60°	1	205	207,46		вкрапл. колчедана	34,88	23,94	сл.	27,29	0,04		
		2	207,46	218	10,54	Колчедан	7,39	42,31	0,62	47,30	0,04		
		3	218,0	246,0	28	„	3,81	43,35	2,44	48,57	0,02		
		4	246,0	251,0	5,0	„	9,04	41,55	0,52	46,17	0,02		
		5	251	261	10	„	2,70	43,75	2,88	48,72	0,03		
		6	261	270	9	„	15,17	34,44	2,15	41,53	3,68		
		7	270	272,66	2,66	„	3,40	41,95	3,19	45,38	0,27		
			205	272,66	67,66	Средн. содержание по всей мощности колчедана скважины № 15.	7,21	41,16	1,98	47,68	0,52		

[1]) Согласно этой сводки и прилагаемого плана Компанейского рудника (рис. 12) с нанесением места буровых скважин, можно составить разрезы месторождения по тем скважинам, которые не вошли в приложенные чертежи.

№№ скважин	Угол наклона	№№ поясов	Метры ухода			Название пород	SiO_2	Fe	Cu	S	Zn	Au	Ag
			от	до	Всего								
2	45°	1	43	48	5	Перебой		31,50	0,05	33,22			
		2	56	57	1	Вкраплен. колчедана в сланцах		15,83	0,66	16,31			
		3	60	67	7	Вкраплен. колчедана в сланцах		15,64	0,13	16,87			
		4	67	70,57	3,7	Колчедан		34,71	4,28	35,64	0,11		
		5	83	83,8	0,8	„		33,67	0,5	36,29	7,07		
		6	86,0	91	5	„		30,77	0,89	34,92	5,80		
		7	91	94	3	„		34,49	2,36	36,32	1,86		
2—А	45°	1	122	145,54	23,54	Вкраплен. колчедана в сланцах							
		2	123,54	163,54	40	Перебой							
		3	163,54	168,57	5,03	Колчедан		Ана	лизо	в	нет		
		4	168,57	182,87	14,3	Перебой							
		5	194,12	199,12	5	Колчедан							
1	52°	1	39,4	41,23	2,23	Сланц. с вкраплен. колчедана	62,68	8,65	1,37	7,01	нет	нет	14,33
		2	43,36	54	10,64	Перебой	49,03	19,80	0,40	22,27		1,07	
		3	54	59	5	Колчедан	18,99	30,70	8,86	37,03			
6	45°	1	88	130	42	Вкрапление колчедана в сланцах							
		2	130,01	133,1	3,1	Перебой							
		3	133,1	135,28	2,17	Колчедан	27,08	29,4	2,44	34,01	2,84		
		4	135,28	142,0	6,72	Вкрапление колчедана в сланцах							
3	45°		32	41	9	Слабая вкрапл. колчед. в сланцах							
			41	42	1	Колчедан	22,04	28,42	14,04	34,73			
			42	43,5	1,5	Нет керна							
			82	86,34	4,34	Слабая вкрапл. колчед. в сланцах							
11	45°	1	79,20	81,78	2,58	Колчедан	7,91	41,06	2,42	46,82	0,06		
		2	89,75	91,05	1,30	„	7,40	37,80	6,09	44,77	0,20		
25	60°	1	204,2	277,53	73,33	Вкрапленность колчед. в сланцах							
		2	277,53	287,87	10,34	Колчедан			анализов нет				
8—А	50°	1	166,08	226,46	60,38	Перебой							
		2	226,46	267,05	40,59	Колчедан			2,38				
		3	270,54	287,17	16,63	„							

Анализы на *Au* и *Ag* не совпадают с приведенными поясами. По некоторым скважинам ближе к висячему боку ясно обозначаются обогащенные полосы колчедана с содержанием *Cu* более 4%. Это особенно характерно для разреза по скважине № 4 и № 8. Между прочим, в плоскости этого разреза пробурена дополнительная алмазная скважина № 8-А, которая в первоначальном проекте бурения проф. М. И. Липовского должна была подсечь колчеданную линзу на глубине 300 метров. Последовавшее из Треста изменение в задании скважины в сторону уменьшения глубины бурения несколько уменьшает значение тех результатов, которые получены от проходки этой сравнительно дорогостоющей скважины.

Согласно подсчетов б. Богословского об-ва среднее содержание *Cu* в медистых колчеданах всего месторождения, по данным опробования буровых скважин, составляет 2,55%. Эта цифра, как средняя, весьма близка к действительности.

К статье горн. инж. П. М. Замятина: „Колчеданные месторождения района Богомоловских рудников на Урале“.

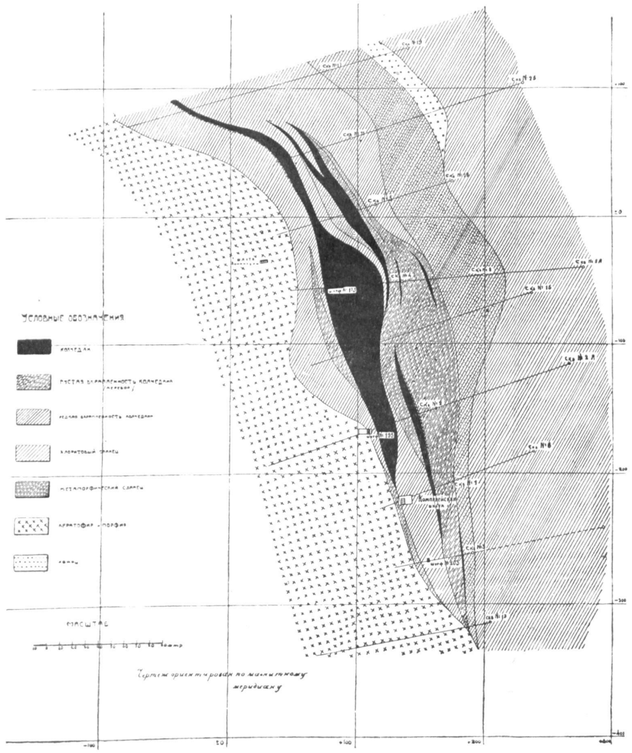


Рис. 12. Геологический разрез Компанейского месторождения по горизонту 100 *м*.

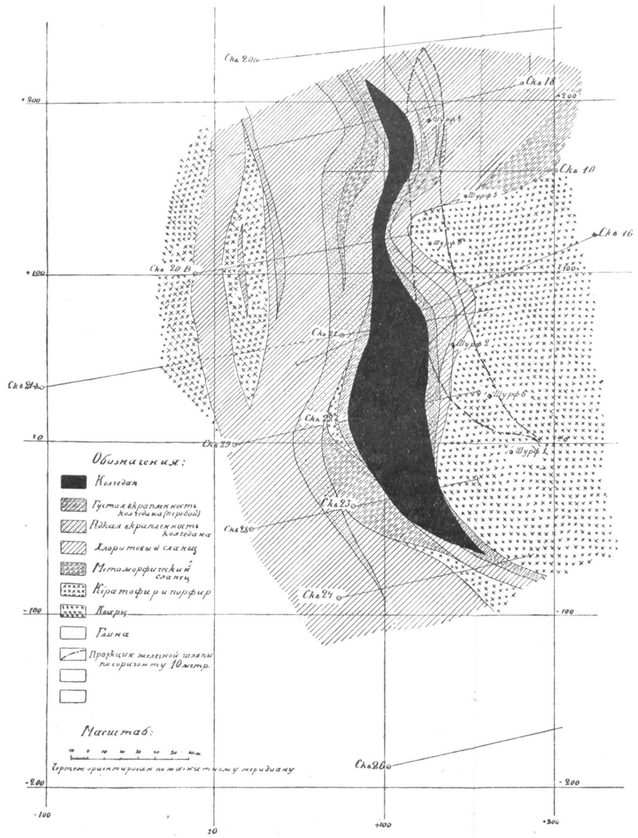


Рис. 15. Геологический разрез Ново-Левинского месторождения по горизонту 100 *м*.

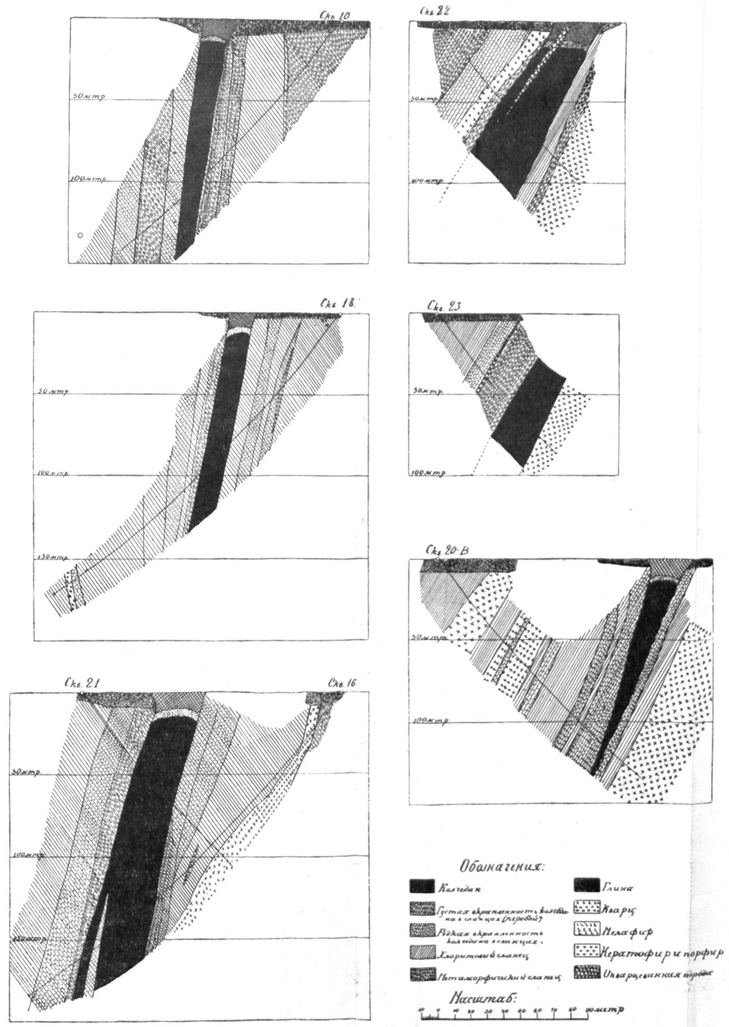


Рис. 14. Геологические разрезы Ново-Левинского месторождения по буровым скважинам и разведочным выработкам.

К описанию Н.-Левинского рудника, стр. 339.

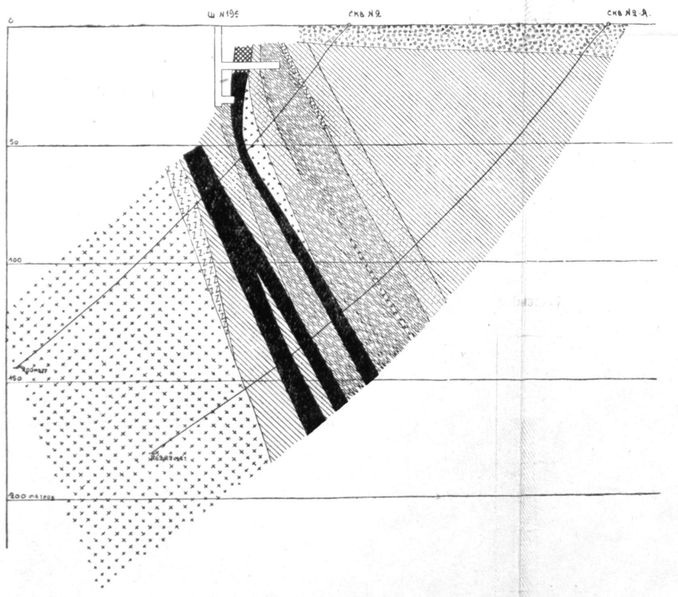


Рис. 8. Геологический разрез Компанейского месторождения по ш. № 195 и скв. № 2 и № 2—А.
Масштаб $^1/_{2000}$.

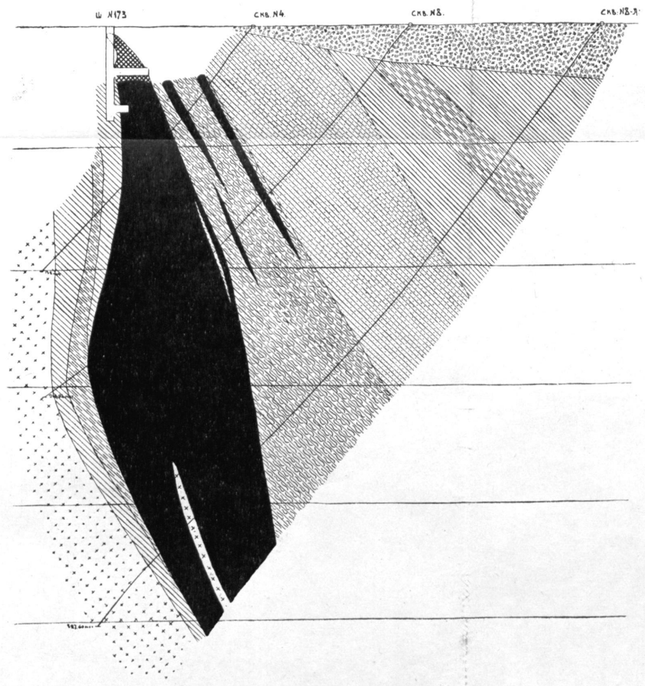


Рис. 9. Геологический разрез Компанейского месторождения по шурфу № 173, скв. № 4, скв. № 8 и № 8—А.
Масштаб $^1/_{2000}$.

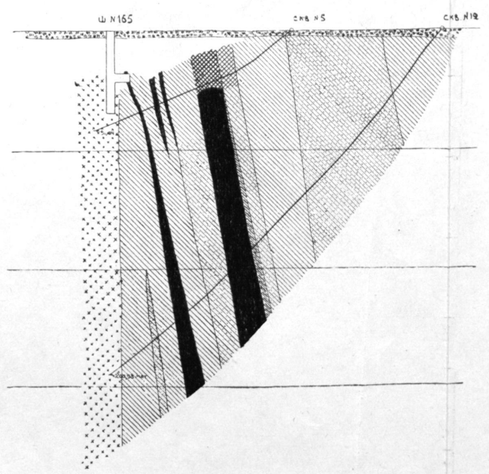


Рис. 10. Геологический разрез Компанейского месторождения по шурфу № 165 и скв. № 5 и № 12.
Масштаб $^1/_{2000}$.

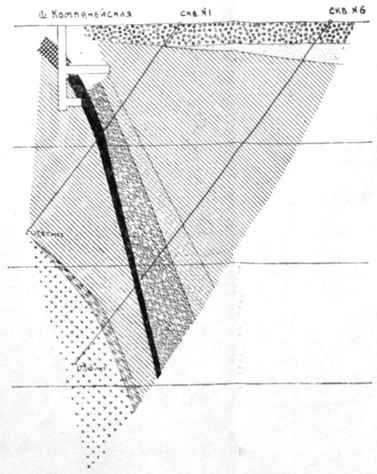


Рис. 11. Геологический разрез Компанейского месторождения по ш. Компанейской и скв. № 1 и № 6.
Масштаб $^1/_{2000}$.

ПРИМЕЧАНИЕ: Разрезы составлены по микроскопическим определениям пород Е. Д. Стратонович, который термином „метаморфические сланцы“, повидимому, обозначал одни только серицитовые и серицито-кварцевые сланцы. Точно так же породу, обозначенную на разрезах кератофиром, мы отнесли к альбитофирам. Под этим названием она вошла в текст статьи.

„Минеральное сырье и его переработка“, 1927 г., № 5—6.

Однако, приведенные анализы по „поясам" показывают, что имеется значительное количество колчедана (обособленного в отдельные участки) с содержанием *Cu* ниже промышленного, который возможно использовать для плавки только в смеси с более высокопроцентным колчеданом или после обогащения.

Значительное обеднение колчедана медью наблюдается, например, по скважине № 8 ближе к лежачему боку.

Содержание *Cu* по данным опробования горных выработок шахты Компанейской горизонта 25 — 32 *м* колеблется от 2,65% до 12,20%, составляя в среднем по северному штреку 4,6%; по южному — 4,96%. Глубже 32 *м* работ по колчедану не производилось. Увеличение % содержания *Cu* в верхних горизонтах [1]) объясняется процессами вторичного обогащения. Глубина залегания зоны вторичного обогащения, вероятно, невелика, вследствие незначительной мощности и глубины залегания зон выщелачивания и окисления, за счет которых могло произойти вторичное обогащение медью.

Практически важным является вопрос о содержании в рудах *As*. К сожалению, систематических анализов на этот элемент не производилось, хотя указания на его присутствие имеются.

Следует отметить, что электро-разведкой Геологического Комитета летом прошлого 1925 года в 150 — 200 *м* к юго-востоку от Компанейского рудника, приблизительно, на линии простирания залежей Спасо-серно-колчеданного рудника обозначился участок, благонадежный для поисков колчеданных залежей, совпадающий с развитой здесь полосой метаморфических сланцев, которая, как установлено еще Богословской разведкой, не соединяется с полосой метаморфических сланцев, вмещающих Компанейскую колчеданную линзу.

Поставленная здесь разведка неглубокими шурфами и канавами обнаружила присутствие вкрапленников колчедана. Последние были встречены также пройденной в этом месте еще бывш. Богословским обществом алмазной *скважиной № 7. Скважина прошла по вкрапленникам от 60,02 до 138,0 м*, при этом местами наблюдалась весьма густая вкрапленность.

Пройденная в этой же полосе метаморфических сланцев до глубины 17 *м* Кушайская шахта точно также встретила помимо вкрапленности, незначительные прожилки колчедана. Возможно, что упомянутые вкрапленники реагировали при электро-разведке, как колчедан.

Было бы полезно этот участок разведать 2 — 3 наклонными скважинами по 70 — 80 *м* каждая, дабы установить, нет ли здесь колчеданных залежей, верхние горизонты которых выклиниваются не достигая поверхности.

Разведанные запасы медистого колчедана Компанейского месторождения, по подсчетам бывшего Богословского общества до горизонта 213 *м*, определяются в 3 377 000 *т*, из них 1 475 800 *т* со средним содержанием *Cu* — 2,55% (до горизонта 106 *м*), 1 900 200 *т* со средним содержанием *Cu* — 2,00% (от горизонта 106 *м* до горизонта 213 *м*), общее содержание *Cu* во всем месторождении согласно этих цифр 75 650 тонн. Запас серного колчедана — 75 200 тонн.

По нашим самым осторожным подсчетам (произведенным совместно с маркшейдером Е. М. Ясниковым) запасы руд составляют:

---

[1]) Увеличение процентного содержания *Cu* в верхних горизонтах наблюдается не только по данным опробования горных выработок, но также по данным опробования тех буровых скважин которые пересекли месторождение на незначительной глубине, о чем упоминалось выше.

№ по порядку.	Наименование.	Запасы руды.							
		Определенные (подготовленные).		Вероятные (разведанные).		Возможные.		Общие.	
		Вес тонн.	Средн. содерж. *Cu*	Вес тонн.	Средн. содерж. *Cu*	Вес тонн.	Средн. содерж. *Cu*	Вес тонн.	Средн. содерж. *Cu*
1	Медистый колчедан . .	43.176	3,35%	2.828.832	2,33%	744.213	2%	3.616.221	2,25%
2	Серный „ . .	20.836		1.021.716		318.948		1.361.500	
3	Густые вкрапленники колчедана („перебой“)			940.303	0,22%			940.303	0,22%

Примечание: 1) Вес 1 *куб. м* медистого колчедана принимался — 4,2 *т*, серного—4 *т*, вкрапленников—3 *т*; 2) Подсчет вкрапленников колчедана (густых) производился ориентировочно с большим преуменьшением, при этом содержание *S* в них можно принять около 27%.

В настоящее время на руднике ведутся подготовительные работы из Компанейской шахты и проходится новая вспомогательная шахта Коминтерн в северной части месторождения.

7. Старо-Левинский рудник.

Старо-Левинский рудник расположен в 3 *км* к северу от Компанейского. Месторождение бурого железняка, представляющее железную шляпу колчеданной залежи, открыто в 1854 году. С тех пор неоднократно пытались поставить на нем добычу железной руды для нужд В.-Туринского завода. Было добыто:

в	1854	году	114 *т*
„	1855	„	410 „
„	1866	„	3 360 „
„	1867	„	1 170 „
„	1868	„	1 246 „
		Всего . .	6 300 *т*.

Руда считалась мало процентной, пористой, сильно кремнистой, а потому тугоплавкой. Содержание *Fe* — 30 — 35%.

В настоящее время рудник представляет два больших разноса, расположенных согласно с общим простиранием пород в районе.

Бывшее Богословское общество вело здесь усиленные разведки на колчедан, как с поверхности, так и на глубину. В отвалах многочисленных шурфов, помимо присутствия метаморфических сланцев, наблюдаются признаки рудоносности в виде кусков бурого железняка и сильно оруденелой породы.

Сланцы, обнаруженные штольней в западном борту разреза, имеют падение на запад, что, повидимому, согласно с общим падением пород в районе рудника. Скважина № 9, пройденная под углом 45° в направлении с востока на запад, дает следующий разрез пород (по определениям Е. Д. Стратоновича):

Название породы	Пройдено метров		Название породы	Пройдено метров	
	От	До		От	До
Бурая глина	0	17	Кварц с редк. вкрапл. колч.	64,58	68,00
Хлоритовый сланец .	17	29,21	Окварцеванный сланец	68,0	84,54
Метаморфический сланец	29,21	41,83	Хлоритовый сланец .	84,54	89,88
Роговик	41,83	50,09	Хлорит. слан. со вкрап. колч.	89,88	93,49
Кварц	50,09	52,57	Порфир	93,49	156,49
Окварцеван. сланец	52,57	64,58	Гранит	156,49	185,91
			Хлоритовый сланец . .	185,91	200,7

Так как скважина остановлена на сланцах, ее нельзя считать законченной. *Было бы целесообразно пройти еще одну наклонную скважину, но* в противоположном направлении, т.-е. с запада на восток с таким расчетом, чтобы подсечь породы под разрезом Старо-Левинского рудника на глубине 50—60 *м*. Для разреза по скважине № 9 весьма характерно присутствие гранита.

Таким образом, для Старо-Левинского рудника остается невыясненным вопрос, имеется ли под железной шляпой колчеданное месторождение, или же последнее, не имея распространения на глубину, полностью окислилось.

Скважина № 9, заданная согласно с падением пород, не могла дать ответа на этот вопрос.

8. Ново-Левинский рудник.

Ново-Левинский рудник находится севернее Компанейского, приблизительно в 4 *км* и Старо-Левинского в 1 *км*. Железная шляпа месторождения когда-то разрабатывалась и отправлялась для плавки в В.-Туринский завод, но руда имела те же недостатки, что на Старо-Левинском руднике.

Геологические условия Ново-Левинского месторождения аналогичны с Компанейским: здесь выдерживается распространение тех же пород, с тем же простиранием. Отличительной особенностью является западное падение под углом 70—80°.

Рис. 13. Ново-Левинский рудник. Начало вскрытия железной шляпы для добычи верхних горизонтов колчеданной залежи открытыми работами (вид в сторону Компанейского рудника. Сентябрь 1926 г.

Окисленная зона месторождения представляет *типичную железную шляпу* (рис. 14). Последняя детально разведана в нынешнем году Богомоловским Комбинатом с поверхности канавами и на глубину шурфами с квершлагами.

Поверхностные контуры железной шляпы, определенные по разведочным канавам, значительно больше, чем по горизонту 10 *м*, что объясняется, с одной стороны, разносом железной шляпы, а с другой неясно выраженным характером ее контакта в западной части могущим повлечь неправильное представление о поверхностных контурах железной шляпы. Породы висячего бока представлены серицитовыми сланцами, которые ближе к контакту с железной шляпой сильно выщелочены и превращены в пористую кварцевую массу. По западным квершлагам шурфов № 2 и № 6 среди железной шляпы намечается прослоек белой кварцевой породы, совершенно плотный, представляющий продукт окварцевывания метаморфических сланцев или другой породы.

Что касается характера железной шляпы, то ближе к поверхности она представлена охристой глиной с валунами бурого железняка. С глубиной она переходит в пористый бурый железняк с натечными образованиями в пустотах.

На некоторых образцах из нижних горизонтов шляпы (например, из квершлагов шурфа № 6) *можно наблюдать образование самородной меди* (зона окисного обогащения).

Глубина залегания окисленной зоны в северной части месторождения вполне определяется шурфами № 3 и № 4 (рис. 14 и 15), которые достигли колчедана „сыпучки“ на 10 *м*, по горизонту которого были сделаны рассечки. В южной части месторождения из-за сильного притока воды в нижних горизонтах железной шляпы, дойти до колчедана не представилось возможным. В шурфе № 2 Богословским обществом встречен колчедан (вероятно, про-

слойки) на 13 *м*. Во всяком случае, глубина залегания железной шляпы для южной части должна быть около 12 *м*.

Запас железной шляпы при средней глубине ее залегания до горизонта 10 *м* от поверхности определяется в 100000 *т*.

Полные анализы имеются только для 45 проб, взятых по железной шляпе с каждого уходного метра из квершлагов шурфа № 2. Для остальных шурфов пробы брались по квершлагам с каждого уходного метра, но анализы производились только на *Au* и *Ag*. Таким образом, железная шляпа довольно детально опробована на содержание *Au* и *Ag* по горизонту 10 *м*.

Приводим эти данные опробования, сведенные по поясам по содержанию *Au* и SiO_2 для шурфа № 2 и по отдельным квершлагам для остальных шурфов:

№№ поясов.	НОМЕНКЛАТУРА.	SiO_2.	Al_2O_3.	Fe_2O_3.	*Cu*.	*CaO*.	*Au* *Ag* грамм на 1 *т*.	
	А) Шурф № 2.							
	Квершлаг на восток							
1	3-й уходный метр	40,0	7,14	42,42	0,52	Сл.	3,2	88,8
2	Тоже 4, 5-й уходный метр	41,89	12,19	37,19	0,93	Сл.	8,0	83
3	„ 6, 7-й „ „	31,76	9,91	46,44	0,45	—	3,40	109,1
4	„ 8, 9, 10, 11-й уходный метр	56,83	7,64	28,97	0,19	—	5,75	280,8
	Квершлаг на запад							
5	1 и 2-й уходный метр	84,25	4,83	9,17	0,12	—	7,2	103,8
6	Тоже 3 и 4-й уходный метр	55,4	1,77	36,25	0,16	0,26	4,00	75,00
7	„ 5-й „ „	42,4	3,77	46,63	0,11	0,73	4,00	102,00
8	„ 6 и 7-й „ „	52,22	4,21	36,55	0,18	—	2,8	32,21
9	„ 8, 9, 10, 11-й уходный метр	66,06	4,09	25,34	0,25	0,20	2,00	45,00
10	„ 12, 13 и 14-й „ „	84,02	3,2	10,13	0,24	—	6,27	75,7
11	„ 15, 16 и 17-й „ „	84,75	2,61	10,74	0,27	—	4,00	20,3
12	„ 18-й „ „	73,78	5,10	20,46	0,35	—	2,8	15,2
13	Средн. содерж. по восточному квершлагу	—	—	—	—	—	5,48	187,72
14	„ „ „ западному „	—	—	—	—	—	4,09	56,5
	В) Шурф № 6.							
1	Среднее содержание по восточному квершлагу	—	—	—	—	—	0,4	11
2	Тоже по западному квершлагу	—	—	—	—	—	4,0	68
	С) Шурф № 3.							
1	Среднее содержание по восточному квершлагу	—	—	—	—	—	3,4	37,8
2	Тоже по западному квершлагу	—	—	—	—	—	4,9	25,2
	D) Шурф № 5.							
1	Среднее содержание по западному квершлагу	—	—	—	—	—	6,9	77

Среднее содержание по всем квершлагам горизонта 10 *м* $Au = 4{,}28$, $Ag = 70$ *г* на 1 *т*.

Профессором В. Я. Мостович производились исследования средней пробы железной шляпы, взятой по квершлагам шурфа № 2, на предмет выяснения способа переработки руды для извлечения благородных металлов. Произведенный с этой целью полный химический анализ дал следующие результаты: SiO_2—62,26%, Fe_2O_3—29,74%, Al_2O_3—1,76%, Mn_2O_3—0,16%, *Cu*—0,14%, *CuO* — нет, *S*—0,096%, SO_3—нет, H_2O—5,75%.

Минералогические исследования руды проф. В. Я. Мостович показали, что она состоит, главным образом, из свободного кварца с окислами железа как безводными, так и гидратизованными. Так как сульфатной серы и окисленной меди в руде не имеется, то, очевидно сульфиды представлены пиритом, медным блеском и медным колчеданом. Общее количество сульфидов не превышает 0,3%.

В результате своих исследований проф. В. Я. Мостович сделал следующие выводы относительно возможных способов извлечения благородных металлов из Н.-Левинской жел. шляпы.

1) *Использование руды в качестве флюса при пиритной плавке невозможно* в виду низкого содержания свободной SiO_2 (46%).

2) Плавка в отражательных печах экономически не выгодна.

3) *Утилизация железной шляпы в качестве флюса при бессемеровании* штейна только частично разрешает вопрос, так как потребность в кислом флюсе при этом процессе весьма незначительна.

4) Амальгамация дает извлечение золота до 14%, серебра до 12%. Руда принадлежит к категории упорных. Причиной этому может служить: a) золото охвачено оболочкой из окислов или гидратов окислов железа; b) золото ассоциировано с какими-либо минералами (напр., сульфидами), не поддающимися действию ртути.

5) Цианирование по полному иловому процессу является наиболее рациональным в техническом отношении способом извлечения благородных металлов из Н.-Левинской жел. шляпы.

Для этого потребуется тонкое измельчение руды (не менее 83—93% должно пройти через 200 отверстий). Извлечение золота составит 94—98%, серебра 70—75% при расходе цианистого кали 2,4 фунта и извести 20 фунт. на 100 пуд. руды. С экономической стороны полный иловый процесс является невыгодным в виду низкого содержания в руде благородных металлов.

Зона выщелоченных сульфидов представлена в виде так называемого колчедана „сыпучки", поверхность которого имеет выпуклую форму (рис. 14). В шурфе № 4 по „сыпучке" пройдено от 8,8 *м* до 10,8 *м*. Всего 2 метра. С глубиной колчедан становится заметно тверже.

Глубина распространения выщелоченной зоны, вероятно, составит 4—5 метра.

О химическом составе колчедана „сыпучки" дают представление анализы 3-х проб, взятых из квершлагов шурфа № 3.

	I	II	III
Fe . . .	46,49%	46,98%	46,36%
S . .	42,54%	47,06%	48,86%
Cu . .	0,57%	Сл.	Сл.

Последующие анализы устанавливают среднее содержание *S* около 50%. Содержание *Se* около 0,064%.

Колчедан выщелаченной зоны может быть использован, как серный.

Относительно зоны обогащенных сульфидов и глубины ее распространения сведений не имеется.

Разведка месторождения на глубину не закончена. Вначале наклонные буровые скважины задавались в восточном борту в направлении на запад, так как падение по аналогии с Компанейским месторождением, предполагалось восточное. Когда выяснилось западное падение колчеданной линзы—направление скважин было соответственно изменено.

По данным алмазного бурения месторождение хорошо оконтуривается по горизонту 53 *м*. Распространение залежи по простиранию составляет 260 *м*.

Для суждения о контурах залежи по горизонту 106 *м*, имеющихся скважин *недостаточно, особенно для южной части*. Еще бывшим Богословским обществом здесь были начаты бурением скважины № 28 и № 29, которые должны были подсечь линзу на глубине 100 *м*, но остались не законченными.

Прилагаемые разрезы месторождения дают представление о форме рудной залежи, которая представляет одну линзу [1]).

[1]) Геологические разрезы по скважинам Н.-Левинского рудника составлены согласно микроскопических определений пород Е. Д. Стратоновичем. При этом породу обозначенную кератофиром следует считать альбитофиром. Направление скважин вычерчено в предположении их искривления по аналогии со скважиной № 2-А.

По данным скважины № 20-В, пройденной уже Богомоловским Комбинатом, на глубине 115 *м* наблюдается уменьшение мощности колчедана до 4 *м*. Скважина № 20, пройденная в северной части месторождения встретила только редкую вкрапленность колчедана в хлоритовых сланцах. То же самое можно сказать и относительно скважины № 24, пройденной в южной части месторождения. Сравнивая контуры рудной залежи по горизонту 10 и 100 *м* (рис. 15) видим, что линза имеет тенденцию к „скатыванию" на юг. Этим же объясняется уменьшение с глубиной мощности линзы в северной части месторождения.

Химические анализы имеются только для 3 скважин—№ 10, № 16 и № 18. Приводим данные по поясам:

№№ скваж.	Угол накл.	№№ пояс.	Метры ухода от	до	всего.	НАЗВАНИЕ ПОРОД.	SiO_2.	*Fe*.	*Cu*.	*S*.	*Zn*.
10	45°	1	123	124	1	Перебой	29,40	20,35	6,80	24,86	Сл.
		2	124	125	1	„	24,64	27,57	1,20	32,70	0,1
		3	125	128	3	„	11,21	35,23	0,19	41,62	0,03
		4	128	141	13,0	Колчедан	3,6	42,67	1,81	48,79	0,04
		5	141	150	9,0	„	2,66	45,77	0,24	41,63	След.
16	45°	1	164,65	176,42	11,77	Перебой	12,06	38,59	1,67	40,76	0,47
		2	177,35	179,00	1,65	Колчедан	2,88	41,25	3,16	48,74	0,56
		3	179,00	190,50	11,50	„	2,85	42,15	1,24	49,27	1,31
		4	190,50	212,20	21,70	„	2,98	44,03	0,39	50,30	0,03
18	45°	1	100,38	127,10	26,72	Колчедан	11,51	40,19	0,52	42,37	0,07

По скв. № 20 — В среднее содержание *Cu* около 2%.

Содержание благородных металлов по скважине № 10 в интервале от 129 до 135 *м* составляет: *Au*—11,49 *г*, *Ag*—4,28 *г* на 1 *т*.

Получить данные анализов по остальным скважинам не представляется возможным, так как керн или потерян, или от долгого лежания в подвале, затопляемом водой,—сильно выщелочился (скв. № 22 и № 23).

Разведанные запасы колчедана по подсчетам Богословского Общества до горизонта 106 *м* определяются в 1508200 *т* (при среднем содерж. *Cu*—2,5%).

По нашим подсчетам они составляют [1]):

№ по порядку.	Наименование.	Запасы руды. Определенные (подготовленные). Вес тонн.	Средн. содерж. *Cu*	Вероятные (разведанные). Вес тонн.	Средн. содерж. *Cu*	Возможные. Вес тонн.	Средн. содерж. *Cu*	Общие. Вес тонн.	Средн. содерж. *Cu*
1	Серный колчедан „сыпучка"			67.200				67.200	
2	Медистый колчедан . .			587.805	2%	148 894	2%	736.699	2%
3	Колчедан с неустановленным содержанием меди			1.070.540		289 030		1.359.570	

Примечание: Вес 1 *куб. м* колчедана принимался 4,2 *т*, „сыпучки"—3 *т*.

9. Другие месторождения медных руд.

В 1/4 *км* к северу по простиранию Н.-Левинского месторождения в отвалах старых шахт по речке Ключевке встречаются метаморфические сланцы с вкрапленностью колчедана и куски чистого колчедана. Разведками бывш. Богословского об-ва (1917 г.) наличие метаморфических сланцев с признаками колчедана подтвердилось.

Две полосы метаморфических сланцев (восточная и западная) разведками того же Богословского Об-ва встречены в 4—5 *км* севернее Ключевки по речке Айве. Разведок на глубину здесь не производилось.

[1]) Подсчет производился совместно с маркшейдером Е. М. Ясниковым.

Шахта Айвинская, пробитая до глубины 20 *м* в восточной „полосе", метаморфических сланцев колчедана не встретили.

В западной полосе была углублена до 15 *м* Знаменская шахта, которая установила наличие мало медистого колчедана в виде тонких прослойков и вкрапленности в метаморфических сланцах.

К этому надо прибавить, что список месторождений меди в Гороблагодатском округе, далеко не исчерпывается приведенными в настоящем очерке месторождениями медистых колчеданов. Начало добычи медных руд в округе относится к концу XVIII и началу XIX века. С этого времени было открыто более десятка месторождений медных руд, которые неоднократно пытались эксплоатировать. Из них довольно многочисленны месторождения медных руд, связанные с габбро-диоритовым массивом, занимающим всю юго-восточную половину Баранчинской дачи и смежные участки Кушвинской дачи. Из них следует отметить:

1) Волковские 1-е, 2-е и 3-е в 6—8 *км* к востоку от Баранчинского завода; 2) Покровское (Песчанкое) близь р. Песчанки в 4 *км* от Баранчинского завода; 3) Чернореченское в 4-х *км* от Баранчинского завода; 4) Алексеевское; 5) Липовское близ речки Песчанки на г. Липовой; 6) Петропавловское в 8 *км* от Баранчинского завода; 7) Николаевское в 12 *км* от Баранчинского завода.

Кроме того, известны следующие месторождения, связанные с породами порфиритовой группы:

1) Половинное — 1-е и 2-е на левом берегу речки Половинки в 5 *км* от Кушвинского завода; 2) Благодатское (на юго-западном склоне г. Благодати); 3) Второй Объездной горы.

Признаки меди встречаются в Серебрянской даче по р. Кокуй в виде вкрапленников и примазок медной зелени в сланцах и кварце.

В Н.-Туринской даче в 4 *км* от деревни Никитиной встречаются медистые кварциты.

Все перечисленные месторождения совершенно не изучены. Не имея возможности остановиться на них более подробно, отметим только то, что рудоносная полоса Волковских месторождений тянется на протяжении свыше 1 *км*.

Запасы руды с содержанием *Cu*—2—3% здесь должны быть весьма значительны. Так как медная руда Волковских месторождений обычно смешана с магнитным железняком — открываются возможности в отношении обогащения. При этом необходимо учитывать все трудности извлечения *Cu* из этих руд.

Половинкинское месторождение несколько раз пытались разрабатывать

Руды из этих месторождений первоначально отправлялись для плавки в Пермь. В 1808 году медноплавильные печи были построены в Кушвинском заводе, а в 1810 г. в Баранчинском заводе. В 1816 г. плавка гороблагодатских медных руд была переведена в Верхне — Туринский завод, где она производилась до 1819 г. Позднее, а именно в 1867 г., плавка была возобновлена в двух шахтных печах, построенных в Кушвинском заводе. Было проведено две компании на рудах Волковского и Песчанского месторождений, после чего плавка была снова остановлена Главной причиной прекращения плавки гороблагодатских медных руд являлась их тугоплавкость, вызываемая большим содержанием железа, и сравнительно низкое содержание *Cu*.

Заключение.

Описанные месторождения медистых колчеданов Компанейское и Н.-Левинское,—занимая по запасам меди одно из первых мест в СССР, не могут не сыграть громадной роли в развитии медного дела на Урале. Значение их усугубляется еще тем обстоятельством, что теперешними разведками совершенно не про-

слежено выклинивание колчеданных залежей на глубину, благодаря чему открываются большие возможности в отношении увеличения запасов руды последующими более глубокими разведками.

Остальные более мелкие месторождения медных руд не изучены совершенно хотя начало эксплоатации их относится к первому десятилетию XIX века, о чем упоминалось выше.

Если добыча медных руд в Гороблагодатском округе не получила должного развития, то причиной этому было то, что в округе не было завода для переработки медных руд и вообще не было найдено такого месторождения меди, на котором можно было бы без особого риска развивать медное дело. Теперь, когда с открытием Богомоловских месторождений, такая база для развития медного дела в округе найдена—встает вопрос о возможностях использования, перечисленных выше мелких месторождений медных руд.

Вопрос этот должен быть принят во внимание еще в период проектирования Богомоловского завода

Наконец, есть полная уверенность на открытие в районе новых месторождений медных руд. В этом отношении значительный интерес представляет местность к югу от Андреевского рудника и разведки Понизовкина, а так же к северу от Н.-Левинского р—ка.

Район когда-то славился богатством жильного золота, Знаменитые кварцевые рудники Богомолова, выработанные по простиранию более, чем на 800 *м* и на глубину 60—70 *м*, совершенно не исчерпали всех запасов золотоносного кварца.

Представляющаяся возможность использовать последний при плавке медных руд в качестве флюса — может снова сделать рентабельной его добычу.

В районе встречаются и другие полезные ископаемые, которые не имеют непосредственного отношения к предмету нашей темы.

И вот этот богатейший район по количеству и разнообразию ископаемых, на базе которых уже положено начало к развитию на Урале и вообще в СССР медного дела, — является совершенно недостаточно изученным в геологическом отношении. Как ни странно, даже теперь, когда подошли вплотную к постройке Богомоловского завода, вопрос этот не поставлен как-то в порядке дня

Мы полагали бы, что в первую очередь для района должна быть намечена работа по составлению детальной геологической карты, тем более, что для этого имеется топографическая основа съемки ВГУ в масштабе $\frac{1}{50.000}$. С геологическим картированием должно быть связано детальное прослеживание „полос“ метаморфических сланцев к югу и северу от Компанейского и Левинского рудников и детальное изучение известных уже месторождений, направленное в сторону минералогического изучения руд и выявления их генезиса. Вопросы эти, помимо чисто научного интерёса, имеют большое практическое значение (особенно результаты изучения руд в отраженном свете).

Вместе с тем, является необходимым теперь же приступить к выяснению возможностей обогащения Богомоловских колчеданов.

Работа эта не терпит отлагательства, так как от нее зависит не только способ переработки руд, но и характер их добычи (выемка отдельно обогащенных участков месторождений, возможность использования вкрапленных руд с вытекающими отсюда преимуществами открытых работ и пр.).

К проектированию завода уже приступлено, но в отношении опытов по обогащению колчеданов сделано очень немного. Между тем, вопрос этот большой важности ввиду наличия значительного количества руд с содержанием $Cu < 2\%$ и вкрапленников („перебой“). Так, Н.-Левинское месторождение согласно приведенных выше анализов по 3 скважинам в общем имеет содержание *Cu* ниже промышленного. Между тем, руды этого месторождения представляют более благоприятные условия в отношении обогащения нежели руды

Компанейского рудника, благодаря более низкому содержанию SiO_2, облегчающему процесс дробления руд, стоимость которого вероятно будет доминирующим фактором при разрешении вопроса о возможности обогащения Богомоловских колчеданов [1]).

Одним словом, в связи с проектированием завода, предстоит проделать большую исследовательскую работу, дабы предусмотреть все возможности, от правильного выбора которых, в виду большого масштаба производства, зависит очень многое.

Богомоловские рудники.
Октябрь 1926 года.

Проф. И. П. Толмачев.

Гора каменной соли в Северной Сибири.

За последние двадцать лет в Европейской и в особенности в Американской литературе много внимания уделяется происхождению так называемых Соляных Сопок (*Salt Domes*). Под этим названием понимаются штоки каменной соли (сопровождаемой часто другими солями), достигающие иногда огромных размеров, объяснение происхождения которых путем простого осаждения из морской воды встречает большие трудности, не вполне преодолимые даже при допущении особых физико-географических условий, аналогичных наблюдаемым в современном Карабугазе.

Соляные сопки в редких случаях поднимаются над земною поверхностью в форме изолированных холмов, центральная часть которых состоит из соляного штока, покрытого различными осадочными породами. Чаще эти образования совершенно не выступают над поверхностью, и в этом случае приложение к ним того же названия, укоренившегося в литературе, является, конечно некоторой натяжкой. Подземные штоки открываются при глубоких бурениях на нефть, а за последнее время при применении физических методов к геологическим исследованиям, что начинает теперь входить в практику нефтяных разведок в Америке. Нащупанный этим способом соляной шток окончательно определяется глубоким бурением. Осадочные породы облекают шток таким образом, что получается структура вполне отвечающая лакколитам и батолитам, т.-е. массам изверженных пород, внедрившимся в осадочные, при чем слои последних, уступая давлению изверженной массы, образуют своеобразные куполообразные вздутия со штоком изверженной породы внутри. Если прибавить ко всему этому, что осадочные породы, облекающие соляной шток, обыкновенно очень молодого, говоря геологически, возраста, то этим делается почти полная характеристика „Соляных Сопок".

С практической точки зрения Соляные Сопки важны, прежде всего, как месторождения поваренной и других солей, иногда серы, а также в виду установленной в Америке их связи с нефтяными и газо-

[1]) Предварительные опыты проф. В. Я. Мостович по обогощению Богомоловских колчеданов флотацией дают благоприятные результаты, особенно в отношении крупности измельчения руды (сведения получены в Управления Богомоловского К—та после сдачи статьи в набор).

выми местонахождениями. По мнению некоторых исследователей вся нефть, добываемая в Штатах Техас и Луизиана, связана с этими Соляными Сопками. Эта связь объясняется не только тем, что геологическое строение Соляных Сопок дает для нефти те же условия, что и антиклинальное изогнутие слоев, но и, возможно, теми реакциями, которые могут иметь место между солью и теми образованиями, которые могут явиться источником нефти при ее дистилляции.

Что касается происхождения подобных соляных штоков, то современная теория приписывает им происхождение, которое может быть названо изверженным, что не значит, однако, что соль рассматривается за горную породу магматического происхождения. Теория принимает только что вследствие своей пластичности и большого давления, развивающегося при известных условиях в земной коре, соль может, так сказать, выжиматься из своих первичных месторождений, в которых она отложилась из водного раствора, и передвигаться в толще осадочных пород, заполнять трещины, образовывать лакколиты и даже выходить наружу, как это наблюдается у изверженных пород. Соль соляных штоков является таким образом вторичным образованием, по сравнению с первичной залежью. Обыкновенно принимается, что каждому штоку соответствует своя первичная залежь, но очевидно, что это может быть и иначе, и шток может представлять аккумуляцию соли, выжатой из многих первичных даже небольших залежей. Образование соляной сопки и залежи может очень сильно отличаться по времени. Сопки часто должны быть признаны очень недавним геологическим образованием, часто даже современным, говоря геологически, и продолжающимся и в настоящее время. Возраст же первичных соляных залежей может быть самым различным. Иногда происхождение сопки должно быть отнесено на счет очень глубоко лежащих слоев, и в этом случае расстояние между соляным штоком и теми залежами, из которых он образовался, или его корнями может быть очень велико. В Германии, например, оно оценивается иногда до 20.000 футов [1]).

Во время моего путешествия на север Сибири в 1905 году я посетил, между прочим, так называемую Гору Каменной Соли, лежащую на морском берегу между устьями рек Хатанги и Анабара под 74° северной широты. По наслышке она была известна уже давно. Образцы соли через местных инородцев, прикочевывающих летом к берегу океана, попадали в руки русских торговцев и этим путем проникали даже в музеи, но впервые геолог увидел местонахождение только во время нашей экспедиции, когда оно впервые было правильно указано и на картах. Академия Наук, отправляя Миддендорфа в его известное северное путешествие, поручила ему, между прочим, осмотреть и это местонахождение, но он не смог этого выполнить. Позднее барон Толль был недалеко от этого места, но также не мог к нему проникнуть. Я посетил местонахождение также в очень неблагоприятных условиях: в начале зимы, когда все уже было покрыто снегом, и геологические работы были очень затруднены. Кроме того по условиям экспедиции я был очень стеснен временем и вряд ли имел более часа на осмотр этого важного пункта. Помимо этого, двадцать лет тому назад геология соляных сопок еще не была разработана, и даже эти кратковременные наблюдения не отвечали конечно, современным требованиям.

---

[1]) V. A. I. M. von Waterschoot van der Gracht, „The saline Domes of North Western Europe. Bull. South. West. Association of Petroleum Geologists. Vol. I (1917), p. 91.

Соляная Сопка, при абсолютной высоте около 390 футов, поднимается над окружающей, несколько возвышенной, равнинной в общем местностью футов на 300 в форме неправильно-конического, вытянутого в WSW—ONO направлении, обособленного холма, хорошо видимого с моря и суши. Сопка сильно рассечена, и в глубоком продольном овраге можно видеть, что в строении сопки видное участие принимают гипсы, местами слоистые и иногда сильно глинистые [1]). На вершине сопки, а также в овраге попадались куски известняков иногда с плохо сохраненными, вероятно, неокомскими окаменелостями. Соль обнажается одним крупным и несколькими меньшими штоками у самой вершины горы, будучи покрыта смерзшеюся толщию глин с обломками известняков, образующими как бы брекчию. Соль чистый химически *NaCl*, загрязненный только примесью глинистых частей. В одном месте соль была окрашена в красноватый цвет, не отличаясь, однако, повидимому, по составу. Склоны сопки были, повидимому, покрыты наносами подобно тому как самая вершина над выходами соли. Что касается геологического строения окружающей местности, то северные берега полуострова сложенными очень мало нарушенными, почти горизонтальными, слоями неокомского возраста [2]).

Объяснить происхождение этого месторождения было весьма трудно. Представить себе изолированную залежь на вершине горы можно было только допустив, что она является остатком большой залежи, уничтоженной размыванием и сохранившейся только здесь. При мало нарушенном залегании отложений этого района сопка могла быть сложена только меловыми (после неокомскими, так как последние лежат в основании холма) третичными и послетретичными отложениями. Но ни меловые, ни третичные отложения не известны на Севере Сибири в морской фации. Послетретичные слагаются иногда солоноватыми глинами, но они не могли бы заключать подобного соляного штока, так как их мощность в общем очень невелика, и они поднимаются не более трети вышины сопки над уровнем моря.

Можно было предположить, что сопка представляет горст среди опустившихся участков, и что она сложена более древними, чем окружающие породами. В этом случае однако, было бы необходимо искать коренные соленосные породы в силуре, так как неоком, юра и триас их не содержат, как нет их в карбоне и девоне, отложения которых могут находиться в глубине под сопкой. В этом случае было бы необходимо допустить опускание окружающего района на весьма значительную величину, если не считать возможным соответственное поднятие горста, а также удаление размыванием большой толщи древних пород с его вершины. Весь этот район земной коры, однако, по крайней мере дважды подвергся крупным вертикальным перемещениям, во время которых сохраниться древнему горсту были бы очень трудно и даже невозможно. Кроме того, нет никаких данных считать сопку сложенной палеозойскими породами. Трудно также в этих условиях объяснить нахождение на ее вершине современных наносов.

Современная теория происхождения подобных штоков является единственной, объясняющей все загадочные особенности местонахождения. Соль может происходить из силурийских отложений, но сама

[1]) В моей статье о той же сопке, помещенной в журнале Economie Geology, Vol. XXI, № 8, 1926, p. 776, я указал, что гипса там встречено не было. Это ошибочное утверждение произошло потому, что мои дневники мне в то время были недоступны, и все описание сделано было по памяти, изменившей в этом случае. В настоящей статье я исправляю эту ошибку.

[2]) Павлов, А. П. Юрские и нижнемеловые Cephaeopoda Северной Сибири „Записки И. Академии Наук, VIII сер. Физ. Мат. Отд., т. XXI. № 4, 1914.

гора и время соляной интрузии могут быть весьма современными. Некоторую трудность представляет только, при мало нарушенном залегании слагающих полуостров отложений, объяснить происхождение давления, необходимого для осуществления подобной интрузии.

Как залежь каменной соли Соляная Сопка вряд ли пока имеет большое экономическое значение. Тысячи верст бездорожной и безлюдной местности отделяют ее от рынков Южной Сибири, где, кроме того, есть своя соль и конкуренция известных Вилюйских месторождений. Доставка соли морем во Владивосток сейчас не может еще осуществиться в виду все еще неналаженного морского пути. При лучшем транспорте это имело бы большое значение, так как Дальний Восток пользуется главным образом привозной Порт-Саидской солью. Находка залежей калийных солей, серы и в особенности нефтяных залежей конечно совершенно бы изменила все положение вещей.

Трудно предполагать, чтобы Соляная Сопка была здесь единственной и на полуострове не оказалось также скрытых штоков, открытие которых в случае надобности не представляло бы никаких трудностей. Надобность же такая несомненно есть, так как если отыскание новых штоков интересно теоретически, не менее важно оно и практически, так как здесь могут оказаться залежи дорогих солей, и даже возможно открытие нового нефтяного района.

Pittsbourgh. U. S. A.

Д. П. Сердюченко.

Старо-Крымское месторождение графита.

(Мариупольского округа).

Автор этой работы осенью 1926 г., по указанию и под общим руководством проф. П. Н. Чирвинского, посетил с целью изучения Старо-Крымское графитовое месторождение [1]). Представляя, как в геологическом, так и в петрографическом отношении безусловный интерес, оно, однако, никем до сего времени не было описано, за исключением кратких упоминаний о нем в работах С. Конткевича, В. Н. Чирвинского и М. Фремда [2]). Последний пишет о месторождении со слов тамошнего штейгера.

Настоящая работа имеет целью дать краткое геологическое описание месторождения, а также отметить те выводы и соображения, которые явились у меня в результате изучения рудника и обнажений, непосредственно примыкающего к руднику района [3]).

---

[1]) Вл. Чирвинский „Графиты Украины", 1924 г. Изв. Киев. Политехн. Ин-та. В этой работе приведен подробный (до 50 авторов) список литературы по графитам Украины.

Н. И. Безбородько. „Графито-железо-каолиновые месторождения в Первомайском уезде Одесской губ." Изв. Укр. Геолог. Комитета, 1925 г., вып. 6.

А. Е. Зеленко. „О графитовых месторождениях м. Хощевато ..... и некоторых других Подольской и Одесской губ.". Там же.

[2]) М. Фремд. „Графитовые м-ния и перспективы графит. промышл. на Украине", 1926 г. Праці першого з'їзду дослідження продукційних сил та народнього господарства України.

Что же касается выяснения генезиса графита и связанного с этим вопросом минерало-петрографического описания рудника и его окрестностей, а также физико-химического исследования самого графита, то этих вопросов я пока касаться не буду, так как они составляют предмет моей дальнейшей работы.

[3]) С. Конткевич. „Геологическое исследование в гранитовой полосе Новороссии на восточной стороне Днепра", Горн. Журнал, 1881 г.

Графитоносная площадь, ограниченная с востока рекою Кальчиком, с запада водоразделом, на юге простирается примерно до широтной границы выходов на поверхность кристаллических пород, а северную ее границу, по имеющимся сейчас данным, можно провести на 4 *км* к северу от Старого Крыма. Величина всей этой площади в общем достигает 25 кв. километров.

Выходы графитоносных пород разбросаны здесь во многих местах, но главное месторождение находится в 2 *км* к северу от с. Старый Крым (в 12 *км* от Мариуполя) на правом берегу балки Михайлачиной, примерно, в 1,5 *км* от ее впадения в р. Кальчик. Это месторождение начало разрабатываться в 1912 г. инж. Рутченко и работается и в настоящее время, находясь в ведении Химугля. О нем мы и будем говорить главным образом. Кроме него, выходы графитовой руды в виде небольшой мощности (в среднем до 20 *см*) жилок, числом около 10, находятся в 400—600 *м* севернее балки Михайлачиной, главным образом по правому обрывистому берегу Кальчика, а также по балочкам, с запада впадающим в реку. У юго-западной окраины Ст. Крыма по правому обрывистому берегу балки Миуса, у самой дороги тоже обнажается пачка графитоносных пород. В последних 2 пунктах Химуглем были произведены расчистки, но вследствие, видимо, малой мощности и бедности руды, они пока не разрабатываются.

Графитовая руда, представляющая собою графитовый гнейс, входит в состав развитого в этом районе гнейсового комплекса пород, состоящего из светло-серых гнейсов [1]), свежих плотных темно-зеленых амфиболо-пироксеновых гнейсов и рыхлых разрушенных бледно-зеленых пироксеновых [2]) гнейсов. Последние почти всегда сопровождают графитовую руду, или образуя вокруг нее почти сплошную оболочку, или примыкая к ней с одной стороны, как боковая порода. Связь этой „синей", по местному названию, породы с графитом настолько выдержана, что практически она является предвестником руды. На границе с рудой эта порода все больше и больше обогащается графитом, чешуи которого постепенно замещают пластинки биотита. Что же касается характера разрушения пироксеновых гнейсов, то известная роль в этом направлении сыграна видимо процессами, связанными с каолинизацией окружающих графит пород, или с разложением находящегося в породе пирита.

Изучение рудничных выработок, а также обнажений в районе, непосредственно к руднику примыкающем, показало, что гнейсо-графитовый комплекс в высшей степени сильно пронизан жилами изверженных пород, среди которых доминируют пегматиты, переходящие иногда в аплиты. Породы эти часто содержат в себе крупные и мелкие чешуи кристаллического графита. Мощность секущих жил варьирует от нескольких метров до нескольких сантиметров. Особенно демонстративна интенсивность внедрения пегматитов [3]) в толщу гнейсо-графитовых пород представлена в обнажении по балке Миусу, где графитосодержащая пачка общей мощностью не менее 10 *м*, через каждые

---

[1]) То, что мы называем серым гнейсом, представляет собою ясно слоистую светлую почти белую породу, состоящую из чередующихся аплитовидных (кварц + полев. шпат) шириною до нескольких *мм* полосок и более темных зон, обогащенных слюдою, которая иногда располагается пятнами. Граница зон очень отчетлива. Под микроскопом имеем многочисленные мирмекитовые сростки.

И. Морозевич. („О литологическом составе южно-русской кристалл. площади в пределах Мариупольского уезда" 1898 г. Изв. Геологич. К-та, т. 17, стр. 137) описывает „биотитовый (очковый) гнейс серого цвета", который представляет почти черную гнейсовую сильно инъецированную пегматитом породу. Последняя не имеет ясных правильных границ светлых и темных зон, лишена мирмекитовых сростков и в общем под микроскопом выглядит иначе. Этот гнейс, имея широкое распространение в районе, непосредственно с графитом не связан.

[2]) Эти гнейсы не имеют совершенно роговой обманки, но содержат большое количество пирита.

[3]) Под этим именем я для краткости буду разуметь весь комплекс жильных изверженных пород.

10—15 *см*, иногда и чаще, пронизана жилами пегматита мощностью от 2—3 до 25 сантиметров (рис. 1). Подобное же явление мы найдем в обнажениях по р. Кальчику, в карьерах и подземных выработках. Всюду в этом районе гнейсы и подчиненные им графиты рассечены жилами изверженных пород, сдавлены и перемяты, располагаясь зигзагообразно, червеобразно, на небольшом расстоянии извиваясь и меняя простирание, а также образуя многочисленные разрывы и смещения.

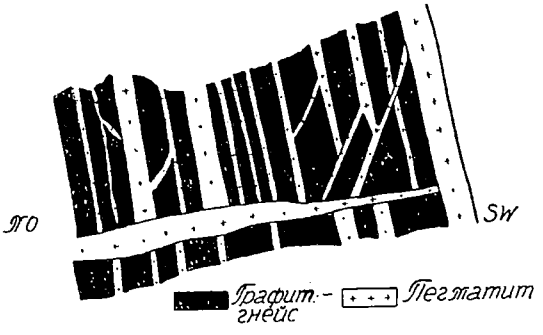


Рис. 1. Инъекция пегматита в графит-содержащий гнейс. Обнажение на правом склоне балки Минуса.

В одном из искусственных обнажений у самого берега (правого) р. Кальчика я нашел косую, с падениеи $SW: 240°$, $\angle 75—78°$ жилу мелкозернистой породы, состоящей из кварца, полевых шпатов и граната (гранулит), мощностью в 50—55 *см*. Эта жила сечет не только вертикально стоящий комплекс гнейсографитовых [1]) пород, но и согласные с ним жилы пегматита (рис. 2). Подобную гранулитовую породу я нашел и в отвалах рудника.

Нужно еще сказать, что некоторые обнажения нашего района показывают разрыв и смещение не только гнейсовых пород, но и внедрившихся в них жил пегматита.

Несмотря на то, что направление секущих пегматитовых жил в общем разнообразно и капризно, мне удалось, по наблюдениям в руднике и поле, ясно наметить господствующее характерное для района простирание жил изверженных пород. При вертикальном или почти вертикальном падении, простирание этих жил в общем не выходит из пределов $SO: 130°—150°$ (гл. обр. $SO: 140°$). Замечательно, что направление рудничных штреков, пройденных по простиранию графитовых жил, по данным маркшейдерской съемки, также не выходит из пределов $NW: 300°—330°$ ($SO: 120°—150°$ [2]).

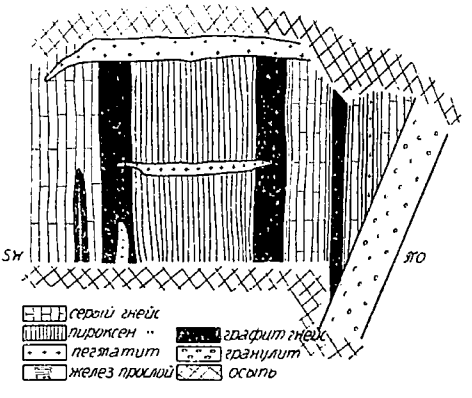


Рис. 2. Искусственное обнажение на правом берегу р. Кальчика. $^1/_{90}$.

Если же принять во внимание, что господствующее простирание светло-серых и других гнейсов [3]) варьирует в тех же пределах, а чешуи графита своими плоскостями параллельны плоскостям слоистости гнейсов, т.-е. ориентированы одинаково, то мы сможем притти к следующим выводам.

1. Одностороннее тектоническое давление ориентировало плоскости сланцеватости гнейсографитовых пород перпендикулярно направлению давлении (1 акт).

---

[1]) Под этим именем я разумею весь комплекс гнейсовых пород, включая графитовые гнейсы.

[2]) Указанное у М. Фремда простирание графитовых гнейсов $NO: 35°$ не соответствует действительности.

[3]) М. Клемм („Исследования над кристаллическими породами между р.р. Днепром и Калмиусом". Харьков, 1887 г., стр. 39—40) для „тонкослоистых кристаллических пород" по р. Кальчику указывает направление простирания СЗ—ЮВ : 155° и ЮВ—СЗ : 135°.

И. Морозевич („Геологич. исследов., произведенные в Мариуп. уезде летом 1898 г., стр. 288—289) пишет, что здесь „преобладающим простиранием гнейсов и кристаллических сланцев является NW—ос.

2. По плоскостям сланцеватости гнейсовых пород, как по направлению наименьшего сопротивления, внедрились пегматиты и другие изверженные породы, произведя разрывы и смещения (2 акт). 3. После внедрения пегматитов еще, видимо, произошли тектонические движения, сопровождавшиеся интрузиями (гранулит) и разрывами—смещениями пород (3 акт).

Указанными процессами обусловлен характер залегания графитовой руды, ее геометрическое тело. Мы здесь имеем жилоподобное залегание рудной породы (соответствующее явлениям 1 акта), как первичное; далее—изверженные породы внедрились в гнейсовую толщу, произвели разрывы, смещения и другие деформации, в результате чего получилось залегание графитовой руды в виде целой системы более или менее изолированных искривленных линз (вторичное) В результате этой деформации графитоносных и всех окружающих графит пород, мы, при наличии внедрившихся изверженных масс, имеем в руднике сильно усложненную картину. Пироксеновый гнейс, обычный спутник руды, часто оттесняется пегматитом, гранитом и др., которые становятся боковой породой, а в результате косых сечений в боку какого-либо штрека по графиту имеем внизу, напр., пегматит, а вверху рыхлый пироксеновый гнейс. Изверженные породы часто образуют собственно апофизы в теле графитовой залежи: в забое по графиту вдруг появлялась белая изверженная порода, которая так или иначе перемещаясь в забое, уходила вглубину, вбок, или заполняла забой, заставив графит повернуть, выклиниться или раздвоиться.

В пределах рудничных разработок мы имеем восемь рабочих графитовых линз, при чем бо́льшая часть их уже выработана или почти выработана. Они или вертикальны, или имеют слабый уклон от вертикали. Форма их достаточно неправильна: они имеют криволинейное очертание, как в вертикальном, так и в горизонтальном направлении. В связи с этим и мощность одной и той же линзы сильно изменчива. Линза то сжимается, оставляя почти во всем забое пусту́ю породу, то сильно раздувается или разветвляется [1]). Рабочая мощность линз колеблется от 0,40 *м* до 2,0 *м*, а нерабочие прослои графита, которых здесь достаточно большое количество, имеют мощность до 20 сантиметров и более.

Процентное содержание графита в руде колеблется от 20 до 30%, хотя некоторые выработанные уже линзы давали до 40% графита.

Указанная выше закономерность в расположении графитовых линз дает возможность рационально вести разведки в этом районе, располагая разведочные линии шурфов вкрест простиранию линз, а не как-либо случайно.

Нужно сказать, что кристаллические породы, сопровождающие графитовую руду нашего месторождения, разбиты многочисленными трещинами и очень богаты водою. В некоторых случаях мы имеем дело с рыхлыми дресвоподобными участками и местными смятиями и искривлениями. Возможно, что известная роль в этом сыграна неоднократными, для этого района, тектоническими движениями, а с другой стороны, близость поверхности и увеличение крепости пород с глубиною указывает на роль обычных разрушающих агентов.

Относительно простирания руды в глубину можно сказать следующее. Нижний горизонт работ находится сейчас на глубине 25 *м*. Глубже этого горизонта на 1,0 *м* и 1,4 *м* в двух линзах пробными работами было установлено выклинивание руды, причем снизу была обнаружена крепкая белая, по словам рабочих, порода (видимо, пегматит), которой графитовые линзочки замыкались. Совершенно непонятно при этом приводимое М. Фремдом заявление штейгера С. Пенькова о том, что „графитовая руда на глубине 9—10 саж. постепенно переходит в свежую породу, причем, графитные

[1]) К сожалению, мы не имеем достаточно точного представления о геометрическом теле каждой линзы, так как на руднике совершенно не производилось систематических зарисовок и замеров забоев.

чешуйки постепенно замещаются слюдою". Как общее для всех линз, положение это совершенно не обосновано, так как выклинивание на глубине более 25 *м* произошло только для двух линз, а при общем капризном их очертании и иссеченности жилами пегматита выклинивание в одной точке по простиранию не говорит о том же для другой точки.

Кроме этого, принимая во внимание ранее высказанные соображения, а также частое нахождение в обнажениях в поле и в руднике разрывов и смещений графитоносных пород, мы не можем считать, что ниже этих 1—1,4 *м* от горизонта работ вообще нет графита. Указанное в двух случаях выклинивание можно считать частным случаем среди большого числа линз, разно по глубине расположенных, из которых состоит все месторождение. Мне удалось в одном из обнажений на правом склоне балки Миуса, у самого села, найти бедную графитоносную жилу разрушенного гнейса, разорванную и смещенную пегматитом (рис. 3). По правому берегу р. Кальчика в одном из искусственных обнажений можно видеть несколько графитовых жилок, пересеченных и ограниченных пегматитом (рис. 2). На правом склоне Миуса имеем мощную пачку графитового гнейса, в высшей степени сильно пронизанную жилами пегматита (рис. 1). В самом руднике мы имеем картину, похожую на изображенную рис. 2. Здесь графит третьего южного штрека выклинивается у первого гезенка, упираясь вверху в пегматитовую породу. Далее, у 6 гезенка (восточнее) на верхнем горизонте, почти у кровли выработки, мы имеем тоже пегматит, который снизу уже ограничивает идущую вверх графитовую жилу, которая здесь, видимо, разорвана и смещена пегматитом.

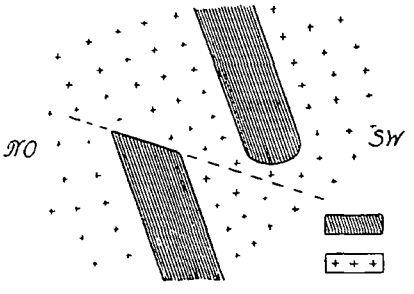


Рис. 3. Обнажение на правом склоне балки Миуса, у переезда.

Принимая эти соотношения пород, как типичные для всего района, мы имеем полное основание надеяться в нашем месторождении под верхним ярусом искривленных линз встретить другой ярус [1]) линз, в большей или меньшей степени смещенный и по расположению своих компонентов непохожий на разрабатываемый.

На основании изложенного мы можем дать месторождению схему, изображенную на рис. 4.

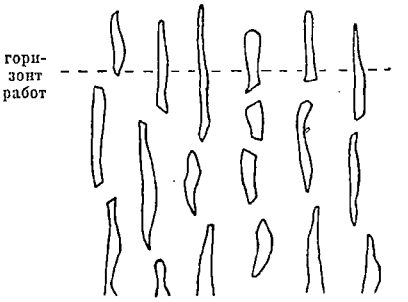


Рис. 4. Схема предполагаемого залегания графитовой руды (вертикальный разрез вкрест простирания).

Запасы руды в Старо-Крымском месторождении до глубины 25 *м* в границах существующих выработок близки к истощению. По книгам графитового завода бывш. Рутченко установлено (см. ст. М. Фремда), что с 1912 по 1917 г. добыто 6100 *т* руды; можно допустить, что за 10-летие 1917—1927 г. добыто, примерно, то же количество, а если мы примем существование хотя бы еще одного яруса линз, одинаково богатого с разрабатываемым, то запасы руды, за исключением вынутых, дойдут до 16500 *т*. Мы здесь не принимаем во внимание возможное расширение работ в горизонтальном направлении.

[1]) Понятие „ярус" здесь чисто условно и имеет значение только в отношении того или другого горизонта работ, так как при данном характере месторождения границу яруса с равным правом можно провести в любом месте по вертикали.

Относительно генезиса Старо-Крымского графита до детальной обработки полевого материала трудно делать какие-либо заключения. Во всяком случае причисление разными авторами (Безбородько, Фремд и др.) этого и подобных ему украинских месторождений к типу пневматолитических образований можно считать не совсем доказанными. Дело в том, что каолинизация сопутствующих графит пород хотя и имеет место в нашем месторождении, однако, мы имеем здесь и гнезда графита, со всех сторон заключенные в совершенно свежую изверженную породу. В заброшенных карьерах рудника я нашел линзочку очень высокопробного графита до 2 $м^3$, зажатую в пегматите со всех сторон, кроме фасада, со стороны которого она выработана (рис. 5). На рисунке в задней стене ниши виден защемленный в пегматите невыбранный графит. Кроме того, нужно заметить, что некоторые графитовые месторождения Баварского Леса (Германия), по своему характеру напоминающие наши украинские, имеют графит как в разрушенной каолинизированной породе, так и в совершенно свежих гнейсах. O. Stutzer [1]) считает даже, что каолинизация пород произошла после образования графитовых руд. Нужно еще сказать, что и самый процесс образования графита из пневматолитических продуктов, по современному состоянию наших знаний, нам неизвестен, и приходится говорить в этом случае о „ряде незнакомых процессов" (Безбородько).

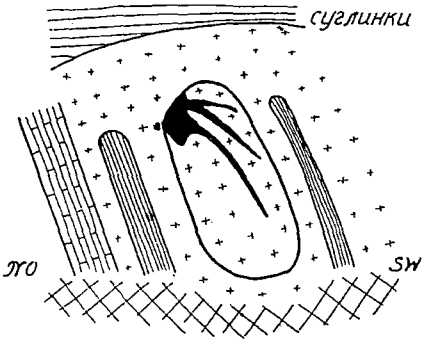


Рис. 5. Обнажение в одном из карьеров. (Условные обозначения как на рис. 2). $^1/_{45}$.

Мы не отрицаем роли пневматолиза при образовании графита, он, возможно, сыграл известную роль и для Старого Крыма, однако, вполне возможно и то, что в нашем месторождении мы имеем дело со скоплениями сохранившегося в силу разных причин органического углерода, впоследствии измененного и только частично возогнанного. Изверженные жильные породы обогатились им путем вплавления и захвата при прорыве графитоносной толщи. Наличие же в гнейсах пирита, обычно связанного с органическим углеродом (угли) также говорит в пользу этого положения.

В заключение нужно сказать, что наше месторождение, само по себе представляющее большой промышленный интерес, является только частью целого графитоносного района. Близость г. Мариуполя с его графитовыми заводами делает разработку Старо-Крымских графитов особенно удобной. Все это позволяет желать расширения зоны эксплоатации путем постановки систематических разведок и использования возможностей данного района в полной мере.

5 декабря 1926 г.
г. Новочеркасск.
Дон. Политехн. Институт.
Кабинет Прикладной Геологии и Минералогии.

---

[1]) O. Stutzer. Die wichtigsten Lagerstätten der Nicht-Erze. Tl. I, Berlin, 1911, p. 7—16.

Инж. А. Н. Крестовников.

Получение солей мышьяковой кислоты (инсектисидов) по термическому способу профессора Э. В. Брицке.

Мышьяковая промышленность в большом масштабе возникла во время мировой войны, а после особую роль в этом деле сыграло нашествие жучка долгоносика, так назыв. Boll-weevil'a, на хлопковые плантации Сев.-Америк. Соед. Штатов.

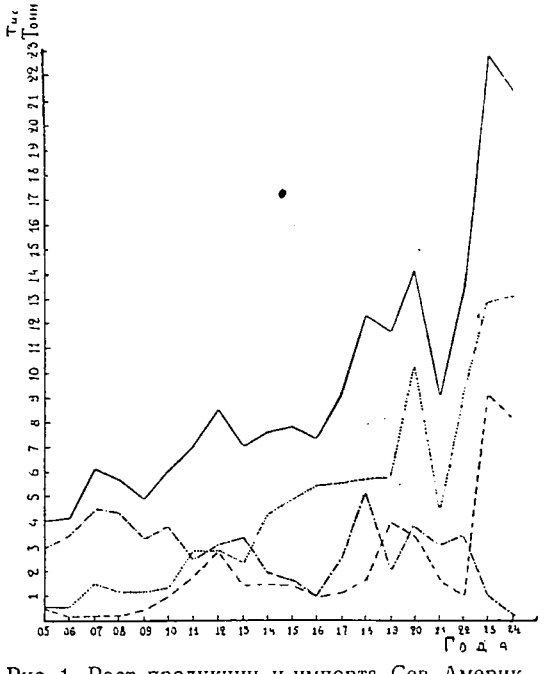


Рис. 1. Рост продукции и импорта Сев.-Америк. Соед. Штатов по мышьяку.
Обозначение линий: точки — белый мышьяк (продукция); пунктир — белый мышьяк (импорт); пунктир-точка — сульфиды *As* (импорт); сплошная — сумма продукции и импорта.

Помимо указанных двух основных потребителей мышьяка в виде его соединений — военной промышленности и сельского хозяйства, мышьяк находит себе следующее применение: в металлическом виде в сплаве со свинцом для производства дроби, в некоторых других сплавах, в пиротехнике для индийских огней, в виде его соединений в кожевенном деле, в красильном и ситце-печатном деле, при приготовлении каменноугольных красок, в производстве стекла, медицине и т. д. Особо широкое применение в Северной Америке имеет препарат арсената кальция, т.-е. кальциевой соли мышьяковой кислоты, но и другие соли также применяются. С 1-го июня 1924 г. по 2-е июня 1925 г. крупнейшими фирмами Сев.-Америк. Соед. Штатов было изготовлено инсектисидов:

Арсената кальция	9050 тонн
„ свинца	6300 „
Парижской зелени	1700 „
Итого .	17050 тонн.

Общее же количество инсектисидов составляло около 24400 тонн. Диаграмма I [1]) (рис. 1).

Число минералов, содержащих *As* велико, около 130, но только не многие из них имеют промышленный интерес.

Таблица I.

Главнейшие минералы мышьяка	Состав	Содержание
Реальгар	As_2S_2	70% *As*
Аурипигмент	As_2S_3	61% *As*
Мышьяковый колчедан (миспикель)	$FeS_2 + FeAs_2$	46,1% *As* 19,6% *S* 34,3% *Fe*
Мышьяковистое железо (лёллингит)	$FeAs_2$	72,84% *As*
Мышьяк самородный	*As*	90—100% *As*
Белый мышьяк (арсенолит)	As_2O_3	75,78% *As* 24,22% *O*

Дополнительного внимания заслуживает скородит $Fe_2(AsO_4)_2 4H_2O$, железная соль мышьяковой кислоты. Из скородита в Сев.-Америк. Соед. Штатах вырабатывают соли

[1]) The Mineral Industry. 1924.

мышьяковой кислоты. Необходимо указать на другой источник мышьяк-содержащего сырья — на пыль металлургических заводов, получающуюся в качестве побочного продукта при переработке мышьяк-содержащих руд, откуда, например, в Сев.-Америк. Соед. Штатах добывается почти половина всего производимого в этой стране мышьяка.

До начала большого спроса на мышьяк, его обычно получали в качестве побочного продукта при металлургических процессах. Во многих случаях он является вредной примесью, от которой стремятся избавиться. Классическим примером является „упорность" к извлечению золота мышьяковых колчеданов. Только удаление мышьяка позволяет нацело извлекать золото из руды. В настоящее время бо́льшая часть мышьяка получается при переработке мышьяковых руд, а остальная извлекается в качестве побочного продукта. Важнейшим полуфабрикатом мышьяковой промышленности является белый мышьяк, т.-е. мышьяковистый ангидрид As_2O_3.

Обычно белый мышьяк из руды получают окислительным обжигом. Для этих целей применяют ретортные, муфельные, пламенные, ручные и механические печи. В настоящее время в Сев.-Америк. Соед. Штатах применяются для очистки полученного загрязненного мышьяка пламенные печи, а для обжига руды обычно механические печи.

Большое затруднение представляет улавливание получающегося при обжиге мышьяковистого ангидрида. Известны пылеуловительные системы до одной мили длины. Обычно применяются кирпичные камеры и затем свинцовые каналы, которые охлаждают водой. На современных больших американских заводах Jardin и Anaconda Reduction Works для улавливания мышьяковой пыли из разбавленных газов применяют Коттреллевские уловители, при чем имеются установки „горячих" и „холодных" Коттреллей. В горячих Коттреллях температура держится выше температуры конденсации паров белого мышьяка и поэтому осаждается только пыль, а в „холодных" — собственно белый мышьяк. Затем имеются обычные камеры для улавливания разнообразных размеров и форм, цель которых дать, с одной стороны, газам расшириться, терять скорость и выделять окись мышьяка, а с другой — на загибах, за счет завихрений, осаждать уже пыль. Все перечисленные уловительные аппараты и приспособления все-таки не являются достаточными, и на конце систем обычно устраивают мешочные уловители, так называемые фильтры Betta.

Главным потребителем мышьяка в виде его препаратов является сельское хозяйство. В настоящее время для борьбы с вредителями применяются следующие яды: мышьяковокислый кальций, мышьяковокислый свинец, швейнфуртская зелень, мышьяковистокислый кальций и мышьяковистокислый натрий.

Исходным продуктом всех препаратов—белый мышьяк. Для производства мышьяковых солей белый мышьяк окисляют азотной кислотой, при чем иногда применяют катализаторы (напр., соли ванадиевой кислоты) для ускорения реакции. Кроме способа азотной кислоты, известны и другие: окисление хлором, хлоратами, электролиз, кислородом воздуха с применением катализаторов типа пермутитов. Полученную тем или иным способом мышьяковую кислоту переводят обычно в натриевую соль, а затем для получения кальциевой соли реакцию ведут с известковым молоком. При получении свинцовых арсенатов первые две стадии одинаковы, а в последней вместо известкового молока применяют суспензию окиси свинца. В Америке применяется оригинальный способ непосредственного получения натриевых солей из руды скородита, представляющей из себя железную соль мышьяковой кислоты.

Мышьяковистокислый натрий обычно получают или мокрым путем, т.-е. воздействием растворов мышьяковистого ангидрида и соды или едкого натра, или сухим путем, т.-е. сплавлением порошкообразного мышьяковистого ангидрида с едким натром.

Получение мышьяковистокислого кальция производится исключительно мокрым путем. На натриевые или калиевые соли мышьяковистой кислоты действуют известковым молоком.

Получение швейнфуртской зелени общеизвестно, так этот препарат уже давно нашел себе широкое применение в качестве минеральной краски [1]).

Производство и потребление мышьяка и его препаратов в СССР, несмотря на тот факт, что СССР является страной сельско-хозяйственной, незначительно и далеко отстает от мирового.

Месторождения мышьяк-содержащих руд СССР мало изучены. Важнейшим рудным районом в СССР является Кочкарь. В течение многих лет Кочкарь был источником добычи только золота. В 1911 г. добыто золота 2145,8 *кг*, в 1912 г. — 2113,6 *кг*, в 1917 г. — 245,7 *кг*, в 1918 г. — 49 *кг*, в 1924 г. — 196,6 *кг*. Мышьяковый колчедан (руда) с Кочкаря содержит от 3,35% до 19,6% мышьяка.

Вблизи Кочкаря находится второе мощное месторождение мышьяк-содержащих руд — Челябинское, где встречается мышьяковый колчедан и лёллингит. Последнее месторождение не богато золотом, но зато надежно по запасу мышьяка. Вторым наиболее разведанным районом по мышьяку является Кавказ. Возлагались большие надежды на месторождения реальгара, аурипигмента, а также мышьяковистого колчедана

[1]) Gentele. Lehrbuch der Farbenfabrikation. B. II. Mineralfarben.

Предкавказья — в Мамисонском, Джимаринском и Куртатинском ущельях, но произведенные детальные разведки не подтвердили предварительных результатов разведки. Месторождения реальгара и аурипигмента Кагызмана эксплоатировались во время мировой войны, но в настоящее время этот район отошел к Турции. О других месторождениях мышьяк-содержащих руд, с промышленной точки зрения, пока ничего определенного сказать нельзя.

Таблица II [1]).

Ввоз в СССР ядовитых препаратов мышьяка и их потребление.

Годы	Характер. препарат. ввоза	Ввоз в пудах	На сумму рублей	Потребление в пудах
1911	—	170668	323268	—
1913	—	61770	164338	—
1914	медн. мышьяк. соли	310789	687516	—
1916	—	13069	133820	—
1919	—	—	—	1618
1920	—	—	—	1560
1921	—	—	—	30752
1922	парижская зелень	49000	833000	46175
	мышьяковистокислый натр	59000	472000	
1923	„	3200	25600	65505

Работы Института Прикладной Минералогии и Металлургии по мышьяку.

В связи с работами по мышьяку, в Институте был произведен ряд анализов мышьяковых руд СССР, которые поэтому являются новыми, а также в большинстве относятся не к минералогическим образцам, а к средним пробам, табл. III.

Таблица III.

Анализы мышьяк содержащих руд Урала и Кавказа.

№№ по пор.	Наименование месторождения	*Fe*	*As*	*S*	SiO_2	Al_2O_3	*CaO*	*MgO*	Нерастворн. остаток	H_2O	*Au* г/т	*Ag* г/т	*Cu*	Fe_2O_3
	Урал.													
1	Кочкарь. Екатеринин. рудник	22,36 [6])	13,76	6,96	43,37	2,67	6,50	3,74	50,40	—	—	—	—	—
2	Кочкарь. Екатеринин. рудник (концентраты)	28,50	38,22	18,04	16,80	—	—	—	—	0,50	21,3	1,7	—	—
3	Кочкарь. Екатеринин. рудник [4]) (концентраты)	32,33	39%	17,5 от до 19,5	—	—	—	—	—	—	24—30	—	—	—
4	Кочкарь. Екатеринин. рудник (отвалы [2])	8,5—20	7,5—2,5	2,5—9	—	—	—	—	—	—	6	—	—	—
	Кавказ.													
1	Кагызман	—	26,09	—	—	—	—	—	7,75	—	—	—	—	—
2	Куртатинск. ущел. Реальгар	—	10,30	4,56	—	—	—	—	39,35	—	—	—	—	—
3	Куртатинск. ущел. Мышьяковый колчедан	—	32,56	13,41	—	—	—	—	7,59	—	—	—	—	—
4	Джимаринское ущелье Мышьяковый колчедан	33,50 [7])	32,26	19,10	9,18	—	8,40	—	—	0,10	—	—	—	—
5	Джимаринское ущелье Мышьяковый колчедан	11,02	27,45	15,95	27,34	9,07	—	—	—	—	—	—	—	2,29
6	Горская область. Мышьяковый колчедан [3])	—	37,81	—	—	—	—	—	18,07	—	нет	—	0,20	—
7	Горская область. Мышьяковый колчедан [4])	—	32,34	—	—	—	—	—	2,88	—	1,5—2	—	нет	—
8	Горская область. Мышьяковый колчедан [5])	—	32,40	—	—	—	—	—	2,83	—	340	—	—	—

[1]) и [2]) Анализы лаборатории „Уралзолото".
[3]), [4]) и [5]) Анализы Ф. А. Ферьянчича. Хим. Лаб. Института.
[6]) Fe_2O_3 — по весу.
[7]) $Fe_2O_3 + Al_2O_3$ — по весу.

[1]) Парфентьев. Химия в борьбе с вредными насекомыми.

Недалеко еще то время, когда промышленная обработка золотосодержащих мышьяковых колчеданов наталкивалась на непреодолимые препятствия. В России также имел место случай постройки на Урале Анонимным Обществом золотых промыслов на Кочкаре хлоринационного завода, который пришлось остановить, так как хлоринационный метод не оправдал себя.

Предполагали, что золото в мышьяковых колчеданах находится в связанном виде; считали, что имеется соединение $AuAsS_4$, растворимое в воде, и поэтому в большинстве работ основной ошибкой было стремление извлекать химически связанное золото, что не удавалось.

По предложению проф. Э. В. Брицке в 1912 г. в Рижском Политехническом Институте [1]) велись работы с мышьяковыми колчеданами Кочкарского месторождения. В Институте Прикладной Минералогии и Металлургии, в связи с проблемой мышьяка, проведен ряд дополнительных работ с этими рудами.

В целях определения степени извлечения благородных металлов обычным методом, полученную в 1912 г. среднюю пробу руды Кочкарского месторождения, состава 38,22% *As* и 21 *г Au* на 1 тонну, измельчили на шаровой мельнице и подвергли цианированию и амальгамации. Для указанных целей был сконструирован и построен специальный аппарат.

Результаты обработки такой руды сведены в таблице и показывают, что, при применении обычных методов цианирования или амальгамации, или комбинированных из необожженной руды, удается извлечь максимум 26,8%, табл. IV.

Таблица IV.

Данные опытов обработки мышьякового колчедана.

№№ опытов	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII
Взято руды *г*	100	100	50	50	50	50	50	100
„ окиси кальция в *г*	10	20	—	5	3	5	5	10
„ ртути в *г*	12	11	—	—	—	—	—	—
„ раствора *KCN* в *куб. см*	—	400	300	300	400	700	400	800
„ „ *KCN* на навеску в *г*	—	0,1508	0,0591	0,1131	0,1508	0,3411	0,1508	0,3016
Расход *KCN* на навеску в *г*	—	—	—	—	0,1096	0,1393	0,1229	0,2784
„ *KCN* *т* руды в *кг*	—	—	—	—	2,192	2,787	2,459	2,785
„ щелочи *т* руды в *кг*	—	—	40	—	—	—	—	—
Извлечено амальгамацией в воде в %	12,1	—	—	—	—	—	—	—
„ амальгамацией в растворе %	—	24,9	—	—	—	—	—	—
„ цианированием в %	—	1,9	15	11,3	23,5	21,6	23,5	23,7
Общее извлечение в %	12,1	26,8	15	11,3	23,5	21,6	23,5	23,7
Осталось в руде %	87,9	73,2	85	88,7	76,5	78,4	76,5	76,3

Таблица V.

Данные опытов обработки обожженного мышьякового колчедана.

№№ опытов	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII
Взято руды в *г*	50	50	200	100	100	200	200	1000
„ окиси кальция в *г*	15	5	40	15	—	10	—	—
„ ртути в *г*	20	—	12	—	10	20	—	—
„ раствора *KCN* в *куб. см*	—	300	600	800	300	300	400	200
„ „ *KCN* на навеску в *г*	—	1,131	2,2620	3,724	1,326	1,431	1,896	0,800
Расход *KCN* на навеску в *г*	—	—	1,1768	—	0,5132	1,132	0,7878	0,412
„ *KCN* на *т* руды в *кг*	—	—	5,884	—	5,132	5,66	3,939	4,12
„ щелочи „ „ „ *кг*	—	—	—	—	—	6,395	2,37	1,8
Амальгацией в воде в %	29,1	—	11,5	—	9,4	42,3	—	46,0
Извлечено амальгацией в растворе в %	—	—	—	—	—	—	34,3	—
„ цианированием в %	—	77	83,3	88,3	89,2	57,3	65,0	53,5
Общее извлечение в %	29,1	77	94,8	88,3	98,6	99,5	99,3	99,5
Осталось в руде в %	70,9	23	5,2	11,7	1,4	0,5	0,7	0,5

[1]) Дипломная работа студента П. Вязельщикова у проф. Э. В. Брицке в Рижском Политехническом Институте, 1914 г.

Полученную обожженную руду подвергали амальгамации и цианированию в вышеописанных условиях. Результаты поставленных опытов сведены в таблице и показывают, что извлечение золота из обожженной руды амальгамацией удается до 42,3% а цианированием до 57,3%, а всего достигает 99,5%, табл. V.

На основании поставленных опытов можно было предположить, что золото в руде находилось не в связанном виде и что процесс амальгамации не шел потому, что золотинки с поверхности были покрыты слоем мышьякового колчедана. Процесс цианирования не шел потому, что часть золотинок были слишком крупных размеров, что вызывало необходимость очень долгого воздействия раствора цианистого калия на руду. Для доказательству этого предположения провели процесс систематического обогащения: обожженную руду растворяли в технической соляной кислоте, а остаток кварца в плавиковой кислоте. Полученные в результате этой обработки золотинки исследовали под микроскопом. Микроскопический анализ показал, что золотинки имеют ясно выраженную кристаллическую форму октаедров, что характерно для самородного золота, рис. 2.

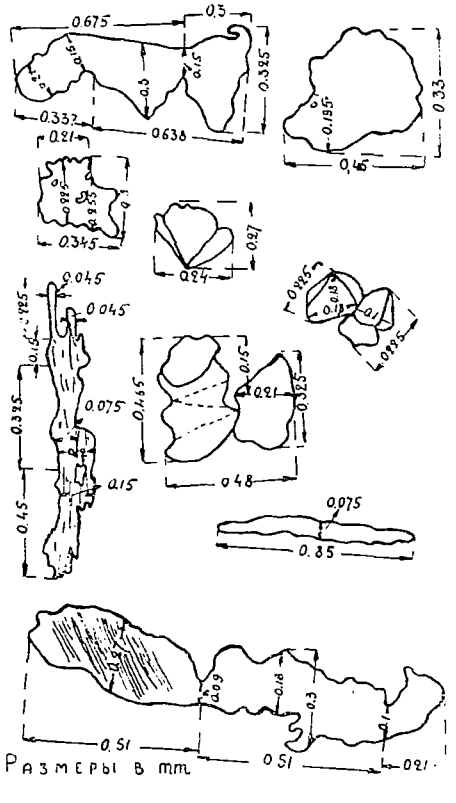


Рис. 2. Размеры золотинок, извлеченных из мышьякового колчедана (Качкарь).

Другие же золотинки, будучи неправильной формы, состоят из массы мельчайших кристалликов, видных лишь при больших увеличениях.

С необогащенным Кочкарским мышьяковым колчеданом, содержащим 13,48% *As* и 6,96% *S* производили опыты обжига с целью установить зависимость количества невыгоревшего мышьяка в руде от: а) температуры, б) толщины слоя загруженной руды и в) продолжительности обжига, и условии конденсации паров As_2O_3. Обжиг производился в муфеле.

Обжиг необогащенной руды идет без спекания при температурах до 900°, но зато в заводских условиях потребует значительный расход топлива.

Получающийся как побочный продукт белый мышьяк утилизируется на производство ядовитых солей. Из различных применяющихся инсектисидов наибольшее распространение получил в С. А. С. Ш. арсенат кальция, имеющий наибольшую токсичность и ряд других свойств, позволяющих применять его в сельском хозяйстве.

В Научно-Исследовательской Лаборатории Отдела Защиты Растений Н. К. З. в Москве также производились испытания токсичности различных мышьяк-содержащих инсектисидов и была подтверждена высокая ядовитость арсената кальция [2]). СССР по своему положению является страной земледельческой, поэтому очевидно в связи с общим подъемом хозяйства применение инсектисидов в борьбе

[1]) Дипломная работа студента П. Вязельщикова у проф. Э. В. Брицке в Рижском Политехническом Институте, 1914.

[2]) И. А. Парфентьев. Химия в борьбе с вредными насекомыми, 1925 г.

с вредителями должно значительно расти; отсюда станет понятным важность получения наиболее токсичного и дешевого инсектисида.

Ядовитые препараты мышьяковой кислоты дороги, так как их изготовление по методам, применяющимся на заграничных заводах, требует громоздкой аппаратуры, процесс получения длительный и необходимо применение дорогих реактивов (азотной кислоты, хлоратов и т. п.).

Термический способ получения инсектисидов мышьяковой кислоты, предложенный проф. Э. В. Брицке и под его личным руководством разработанный мною в Термической лаборатории Института Прикладной Минералогии и Металлургии, прост, позволяет выполнение процесса за одну стадию и окисление не требует дорого стоющих реактивов, так как происходит кислородом воздуха. Отсюда вполне понятно, что способ проф. Э. В. Брицке по сравнению с заграничными обладает исключительными преимуществами, так как позволяет в заводском масштабе получение дешевого инсектисида.

Основанием произведенной работы по окислению мышьковистой кислоты в мышьковую послужили следующие соображения.

В природе встречаются минералы, образованные солями мышьяковой кислоты: например, мышьяково-железная накипь $Fe_2(AsO_4)_2 \cdot 4\,H_2O$, мышьяковокислые соли никкеля—$Ni_3(AsO_4)_2$ и $Ni_5As_2O_{10}$ и целый ряд других. Изучая генезис этих минералов, можно предположить, что их образование сопровождалось высокими температурами. В химической и технологической литературе также удалось найти подтверждения возможности образования мышьяковой кислоты при доступе воздуха из мышьяковистой. Работа Brame [1]) указывает на образование солей мышьяковой кислоты при нагревании мышьяковистого ангидрида с CaO, BaO, Na_2CO_3, K_2CO_3 и т. д.

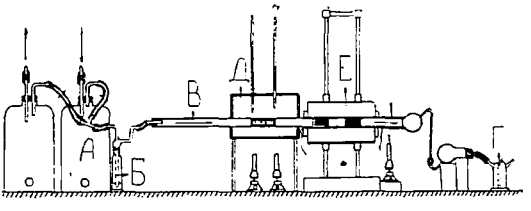


Рис. 3. Схема лабораторной установки по получению солей мышьяковой кислоты по способу проф. Э. В. Брицке.

Согласно Schnabel'я [2]) образование солей мышьяковой кислоты имеет место при окислительном обжиге мышьяк-содержащих руд. Некоторые указания на методику выполнения опыта в том виде, как он производился у нас в лаборатории, имеются в статье Simon'a [3]).

Вышеуказанные соображения и данные позволили поставить опыт в следующем виде, рис. 3.

Воздух из аспиратора А поступает в промывалку Дрекселя Б, назначение которой контролировать число пузырьков проходящего воздуха. Отработанные газы контролируются также склянкой Тищенко Г, помещенной на конце системы. Воздух по выходе из промывалки Б поступает в реакционную, глазурованную, фарфоровую трубку В, где в начале подогревается поставленной горелкой, а затем, уже достаточно нагретый, входит в зону возгонки As_2O_3. Эта часть трубки помещена в термостате Д. As_2O_3 загружен в асбестовый цилиндр, запертый прокладками из асбестового шнура со вставленными в них кварцевыми и магнезиальными трубками для лучшего прохода газов. Пары мышьяковистого ангидрида поступают в реакционную часть трубки Е, находящуюся в электрической печи.

---

[1]) Brame (Compt-rend), 22, 1881 (180).

[2]) Schnabel, C. Lehrbuch der Allgemeinen Hüttenkunde.

[3]) Gmelin-Kraut, Friedheim. Handbuch der Anorganische Chemie III, II, Arsen. „Magnesiumarsenite bilden sich auch beim überleiten von As_2O_3—Dämpfe über gluhendes MgO".

Реакция получения солей мышьяковой кислоты зависит от соблюдения двух основных условий: а) температуры возгонки, которая определяется содержанием кислорода, необходимого для полного окисления мышьяковистого ангидрида в мышьяковую кислоту и б) температуры зоны поглощения воздуха с парами мышьяковистого ангидрида окисью металла.

Согласно диаграммы рис. 4, можно высчитать необходимую температуру возгонки As_2O_3; она будет 310° С, при избытке кислорода в 10% от необходимого.

Для ускорения процесса в заводском масштабе температуру возгонки мышьяковистого ангидрида выгоднее держать более высокой (500—600°), но это, конечно, потребует подачи значительного избытка подогретого воздуха.

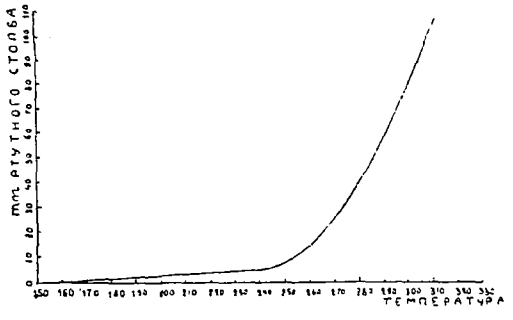


Рис. 4. Зависимость давления насыщенных паров мышьяковистого ангидрида от температуры.

По предложению проф. Э. В. Брицке были проделаны опыты с получением кальциевых, свинцовых и магниевых арсенатов. Реакция получения орто-соли мышьяковой кислоты протекает по схеме:

$$3\ Me''O + As_2O_3 + O_2 = Me''_3(AsO_4)_2,$$

а *пиро-соли* по схеме:

$$2\ Me''O + As_2O_3 + O_2 = Me''_2\ As_2O_7,$$

где Me'' означает двухвалентный металл (напр., Ca, Mg и т. д.). Возможно, что процесс образования арсенатов сопровождается более сложными реакциями, т.-е. сначала имеет место частичное окисление получающейся соли мышьяковистой кислоты за счет восстановления другой молекулы As_2O_3 до недокиси или даже до AsH_3, но последние затем в условиях применяющейся аппаратуры снова переходят в As_2O_3. Выход арсенатов во всех реакциях, поставленных при оптимальных условиях, достигал 98—99% и выше.

Химический анализ полученных солей мышьяковой кислоты заключался в: 1) определении As_2O_5; 2) определении As_2O_3 и 3) свободной окиси кальция [1]).

Полученные соли кипячением с содой из нерастворимого состояния переводились в растворимое. Процесс экстракции содой медленный. Табл. VI.

Таблица VI.

Скорость перевода кальциевой соли мышьяковой кислоты в натриевую соль мышьяковой кислоты в зависимости от продолжительности кипячения и концентрации раствора соды.

Определение As_2O_5 при экстрагировании содой 3 раза по 50 *куб. см.* Навеска соли 4,54 *г.* Навеска кристал. соды 10 *г.*	Определение As_2O_5 при экстрагировании содой 2 раза по 100 *куб. см.* Навеска соли 1,2098 *г.* Навеска соды 20 *г.*	Определение As_2O_5 при экстрагировании содой 3 раза по 100 *куб. см.* Навеска соли 0,8084 *г.* Навеска соды 60 *г.*
56,2%	91,7%	до 100,0%

Для определения As_2O_5 я предлагаю способ Rosenthaler'a, т.-е. титрования гипосульфитом выделившегося иода за счет восстановления мышьяковой кислоты.

Выделение иода из раствора происходит по следующей реакции:

$$2\ H_3AsO_4 + 4\ KJ + 4\ HCl = As_2O_3 + 4\ J + 4\ KCl + 5\ H_2O.$$

[1]) И. А. Парфентьев и А. Н. Крестовников. Испытание мышьяк-содержащих инсектисидов. Защита растений от вредителей, № 2—3. 1926.

Способ дает удовлетворительные результаты для технического определения As_2O_5, просто и быстро выполним в заводской практике. Определение As_2O_3 я производил обычным способом, титрованием в нейтральном растворе иодом. В полученных по способу проф. Э. В. Брицке более 20 образцах солей кальция, магния и свинца мышьяковой кислоты содержание As_2O_3 было не велико и колебалось от 0—2%. Содержание свободной окиси кальция я определял титрованием соляной кислотой с фенол-фталеином и в присутствии глицерина.

В лаборатории были проведены синтезы кальциевых, свинцовых и магниевых солей, табл. VII.

Таблица VII.

Результаты синтезов солей мышьковой кислоты.

№№	Наименование реакции	Вес *MeO* перед началом реакции в г	Вес полученного вещества в г	Привес в г	Продолжительность реакции в час	Температура термостата в °	Температура электрической печи в °	Вес согласно анализа в г
1	Получение кальциевых солей	I цил. 13,13 II „ 12,64	I цил. 18,50 II „ 13,50	5,37 0,86	3½	315	750	—
2	„ „ „	8,90	14,22	5,32	4¾	308	740	5,16
3	„ „ „	7,90	11,36	3,46	6¾	305	590	3,29
4	„ „ „	6,00	11,0	5,00	6½	300	900	4,66
5	Получение свинцовых солей	34,00	37,14	3,14	4½	310	650	3,44
6	Получение магниевых солей	8,00	15,05	7,07	5½	315	730	—
7	„ „ „	8,00	17,23	9,23	8½	315	1030	—
8	„ „ „	1,2011	4,4718	3,2707	3	315	830	—
9	„ „ „	0,6040	0,6645	5,0594	3	315	520	—
10	„ „ „	0,5892	0,9394	0,3592	—	—	600	—

При повышении температуры реакции, получающиеся орто-соли переходят в пиро-соли. Поэтому теоретически можно было предполагать, что продукт реакции имеет следующий состав: $Ca_2As_2O_7 + Ca_3(AsO_4)_2 + CaO$.

Для определения токсичности соли важно знать ее состав, но так как даже качественной реакции на пиро-соль мышьяковой кислоты не имеется, а кроме того, известно, что пиро-соль в слабо-кислом и даже водном растворах, очень скоро переходит в орто-соль, то я для определения состава солей в зависимости от температуры разработал графический метод анализа. Результаты определений As_2O_5, CaO связанной и CaO свободной в кальциевых солях мышьяковой кислоты (не содержащих мышьяковистой кислоты), полученных при разных температурах (см. табл. VIII) иллюстрировал графически на рис. 5, Согласно рис. 5 следует, что при 740° С получается только орто-соль, которая повышением температуры частично переходит в пиро-соль, так что при 900° С получается смесь солей, в которой содержится 67% орто-соли и 33% пиро-соли, при 590° имеет место образование соли, более бедной мышьяком.

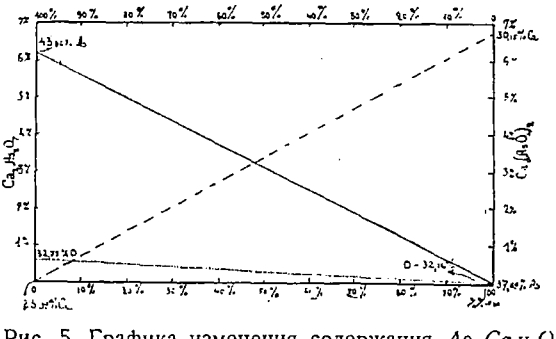


Рис. 5. Графика изменения содержания *As*, *Ca* и *O* при переходе от пиро—к орто-соли.

Числа в столбце „сумма As_2O_5 %—CaO %“ не равны 100 % по причине поглощения свободной CaO влаги и углекислоты при остывании после реакции. Поэтому содержание As % и Ca % вычислялось на смесь CaO + мышьяковая

кислота — 100 % — x % где x %—процент поглощенной влаги и углекислоты из воздуха а также свободной CaO.

Для проверки получения солей мышьяковой кислоты и выяснения условий реакций был поставлен опыт в расширенном лабораторном масштабе. Реакция производилась в течение 7 часов, в результате чего 870 г As_2O_3 было окислено кислородом воздуха в мышьяковую кислоту, с образованием арсенатов. Выход солей мышьяковой кислоты по отношению к мышьяковистой составлял 99%.

Таблица VIII.

Анализ кальциевых солей мышьяковой кислоты, полученных при различных температурах.

№№	Температура реакции	As %	Ca %	As_2O_5 %	CaO %	Сумма	Свободная CaO %	As % в мышьяк. кальц. соли	Ca % в мышьяк. кальц. соли
1	590° C	18,93	47,56	29,02	66,71	95,73	42,70	35,71	32,33
2	740° C	23,58	42,88	36,16	60,03	96,19	33,53	37,66	30,21
3	900° C	27,62	37,23	42,34	52,12	94,46	24,31	39,71	27,95

Опыты получения кальциевых арсенатов, поставленные на Царицынской Опытной Станции, в специально построенной печи, показали возможность переноса этого производства в полузаводской масштаб.

Помимо перечисленных работ по мышьяку в Институте Прикладной Минералогии и Металлургии под руководством проф. Э. В. Брицке, проработаны в лабораторном и полузаводском масштабе способы получения инсектицидов мышьяка, кроме вышеуказанных, имеющих применение в сельском хозяйстве: натриевых и кальциевых солей мышьяковистой кислоты, а также Швейнфуртской зелени. Результаты этих работ будут опубликованы в ближайше время.

Москва.
Январь 1927 г.

Инж. С. И. Вольфкович.

К вопросу об использовании карналлита для целей удобрения.

В статье проф. Н. А. Шадлун „Соликамские калийные залежи“, напечатанной в № 10/11 журнала „Минеральное сырье“ за 1926 г., на стр. 778 указывается, что „карналлит в промышленном отношении представляет собой такой продукт, который для своего использования требует предварительного разделения хлористого калия от хлористого магния, так как смесь эта для растения губительна. После разделения обе составные части в отдельности становятся ценным рыночным товаром: калий — для сельского хозяйства и отчасти для химической промышленности, а хлористый магний для производства мельничных жерновов, как вяжущее вещество, а также для различных отделок в жилишном строительстве“. (Курсив мой. С. В.).

По этому поводу необходимо указать, что при определенных условиях карналлит может быть использован в качестве удобрения и без предварительного разделения на KCl и $MgCl_2$.

Наиболее крупными недостатками карналлита, как непосредственного удобрения, являются: 1) большое содержание в нем хлора, что способствует переводу извести почвы в сильно растворимый $CaCl_2$, который легко вымывается из верхних слоев почвы; 2) большое содержание $MgCl_2$, который обусловливает сильную гигроскопичность карналлита при неблагоприятных условиях хранения, (относительно высокая влажность воздуха, низкие температуры и пр.), в результате чего он расплывается и рассев его в поле становится крайне затруднительным или невозможным; 3) низкое содержание в карналлите калия (от 9 до 12% K_2O), вследствие чего он применяется в Германии лишь в районах, близких к месторождениям Стассфуртских солей; 4) при недостатке в почве извести, на некоторые растения, могут вредно действовать большие количества магния [1]). Угнетающе действует на некоторые растения, как напр. картофель и свекла, также большое количества натрия (последний бывает часто примешан к карналлиту в значительных количествах). Вопрос об условиях и степени вредности магния нельзя, однако, считать до сего времени достаточно освещенным.

По мнению проф. Д. Н. Прянишникова, не прибегая к обогащению калийных солей, мы можем рассчитывать на применение их в нечерноземной полосе под целый ряд культур (лен, клевер, луга, люпин, с известными предосторожностями, картофель).

Преимуществом карналлита, как вещества, не требующего химической переработки, является его дешевизна. В Германии 1 *кг* K_2O в карналлите обыкновенно расценивается значительно дешевле, чем в высокопроцентных калийных солях. Так, 1 *кг* K_2O в различных калийных солях расценивался в Германии в золотых пфенигах, следующим образом:

		В 1915 г.	В 1924 г.	В 1926 г.
В карналлите, сод.	9—11% K_2O	8,5 пф.	6,8 пф.	9,7 пф.
„ каините, сод.	12—15% K_2O	11,5 „	8,1 „	10,8 „
„ калийн. удобр. солях, сод. . . .	18—22% K_2O	14,0 „	11,2 „	15,2 „
„ „ „ „ „ . . .	28—32% K_2O	14,5 „	14,5 „	17,9 „
„ „ „ „ „ . . .	38—42% K_2O	17,0 „	15,7 „	18,9 „
„ хлористом калии, „ . . .	50—60% K_2O	27,0 „	27,0 „	27,0 „
„ „ „ „ свыше	60% K_2O	29,0 „	29,0 „	29,0 „
„ сернокислом калии, сод. . . .	48% K_2O	35,0 „	31,2 „	31,2 „
„ сернокислой калий-магнез., сод.	26% K_2O	31,0 „	28,8 „	28,8 „

Различие расценки калийных солей зависит не только от ряда технических преимуществ торговли и обращения с высококонцентрированными солями и степени их чистоты, но также от различной стоимости транспорта весовой единицы K_2O. Так, по довоенным германским ценам на калийные соли и железно-дорожным тарифам, перевозка карналлита на расстояние 200 *км* от места добычи сравнивала его цену с ценой каинита (по расчету на K_2O). Этим соотношением цен на соли и транспортных тарифов и определялся в Германии небольшой радиус потребления карналлита в сельском хозяйстве. Несколько более богатый калием каинит находит в сельском хозяйстве огромный сбыт, как внутри Германии, так и вне ее (экспорт) [2]).

За последние годы широкое потребление карналлита в качестве непосредственного удобрения, постепенно уменьшается, уступая место более богатым калийным солям.

---

[1]) В незначительных количествах, по мнению ряда исследователей-агрономов, магний может действовать на рост многих растений даже стимулирующим образом.

[2]) Широкое распространение каинита объясняется кроме того и тем, что в нем калий содержится в виде сернокислой соли. По данным „Kali Forchungs—Anstalt", среднее содержание K_2O в стассфуртском карналлите за 1925 г. составляло 9,8%, а в каините 13%.

Так, по данным Международного сельско-хозяйственного института в Риме, в 1913 г. было добыто в Германии 53024000 *дз* карналлита и кизерита, из которых лишь 590000 *дз* карналлита было без переработки использовано в качестве непосредственного удобрения; в 1924 же году было употреблено в качестве непосредственного удобрения лишь 126144 *дз* карналлита.

Принимая во внимание сравнительно высокий процент K_2O (по цитированной статье Н. А. Шадлуна, средний по 3 скважинам процент $K_2O = 11{,}66\%$) в том слое Соликамской залежи, который определен, как карналлитовый [1]), и возможность легкого ручного разделения обогащенных карналлитом или сильвином частей руды от прослоев каменной соли, можно рассчитывать на некоторое потребление сельским хозяйством СССР, наряду с высокопроцентными калийными солями и сырого карналлита. В виду дальности расстояний ряда потребляющих районов от Соликамских залежей, можно, к сожалению, надеяться лишь на сравнительно небольшие размеры сбыта сырого карналлита, ограничивающиеся ближайшими к месторождениям районами потребления.

Что же касается химической переработки карналлита и, в частности, получения из него хлористого калия, то при проектировании соответствующих заводских установок надо учитывать сравнительную дороговизну этого производства, вследствие которой ряд заводов Германии после мировой войны прекратил переработку карналлита. Хотя за последнее время в области производства KCl и $MgCl_2$ из карналлита разработан ряд конструктивных усовершенствований, благодаря которым это производство во многих предприятиях вновь становится рентабельным [2]), все же необходимо продолжать изыскания новых более дешевых методов химического обогащения карналлита [3]) с целью получения из него концентрированных и смешанных удобрений.

В этом направлении за последние годы достигнуты некоторые успехи иностранной химической промышленностью. Ряд предварительных опытов, проведенных в лабораториях СССР, также позволяет надеяться на возможность и целесообразность производства из карналлита, фосфоритов и азотных соединений высококачественных сложных удобрений. Наиболее заманчивым является, конечно, возможность получения сложных концентрированных удобрений, минуя дорогие операции выделений из карналлита чистого хлористого калия. Подобные попытки делались, правда, и раньше; например, сплавление фосфоритов с карналлитом, в результате чего Шредер [4]) получал из низкокачественного сырья тук, содержащий калий и фосфор в лимоннорастворимой форме; получение сульфо-фосфорнокислых солей калия и др.; однако, способы эти широкого распространения не получили, повидимому, по экономическим соображениям. Работами проф. Э. В. Брицке с сотрудниками доказана возможность получения высокопроцентных фосфорно-калийных солей воздействием газообраз-

---

[1]) Кроме горизонта „деградированного“ карналлита с уменьшенным содержанием магния. (См. цитированную ст. Н. А. Шадлун, стр. 781).

[2]) См. статьи F. Schweisgut -- „Uber die Wertigkeit der Carnallitwerke в журн. „Kali“, 1926, № 5 и B. Stollberg—Ist die *KCl*—Gewinnung aus Karnallit noch unrentabel“ в том же журн., 1926, № 2; в этом отношении интересна также ст. L. Bucherer'a в „Bull. de la Soc. industr. de Mulhouse“. T 90, стр. 426—441.

[3]) В настоящей заметке не упоминается о сильвините, так как его слои более богаты калием и вместе с тем обладают меньшей толщиной, а, следовательно, вопрос об их использовании менее труден.

[4]) См. Popp, M. Schröders Phosphat-Kali, seine Herstellung, Wirkung u. Verwendung. Landw. Jahrbücher, 1916, 729—95. Герм. пат. 198591, 198587, 203758.

ной фосфорной кислоты на хлориды, с попутным получением соляной кислоты [1]). Ряд опытов, произведенных в Институте по удобрениям, по получении смешанных азотно-фосфорно-калийных туков из фосфатов, калийных солей и азотнокислого аммония намечает возможность получения высокопроцентного удобрения с хорошими физическими свойствами (с незначительной гигроскопичностью [2]). За-границей и у нас в настоящее время изучаются методы получения сложных удобрений, содержащих в качестве главной составной части нитрат калия, который Raymond Berr [3]) называет „удобрением будущего". Задача эта по отношению к карналлиту не так проста, как это кажется на первый взгляд.

Значительная экономия на транспорте концентрированных туков, возможность в ряде способов производства смешанных удобрений, сравнительно, широко варьировать соотношения полезных элементов, в соответствии с требованиями сельского хозяйства, и ряд других технических и экономических преимуществ, заставили, вслед за Америкой, (где удобрения уже давно применяются, главным образом, в виде смешанных туков), и наиболее культурные страны западной Европы выпустить за последние годы на рынок ряд концентрированных смешанных туков. Так, например, в Германии, в настоящее время в больших количествах производятся: „Нитрофоска", сод. 17% N, 12% P_2O_5 и 21% K_2O, „Леунафоска", сод. 13% N, 10% P_2O_5 и 13% K_2O и ряд других.

Облегчая земледельцу выбор удобрения в случаях недостатка его знаний для комбинирования отдельных удобрений, смешанные туки одновременно обеспечивают эффективность и продолжительность их действия, позволяя во многих случаях регулировать реакцию удобрения (физиологическая кислотность и щелочность) [4]).

Природные условия северного Урала весьма благоприятны для организации подобных производств (близость Вятских месторождений фосфоритов, перспектива получения дешевой серной кислоты из обжиговых газов медеплавильных печей Урала, обширные лесные массивы, близость месторождений каменного угля, возможность далекого водного транспорта, целесообразность постройки в этом районе заводов по усвоению атмосферного азота и пр.).

Таким образом, настоящая заметка, кроме исправления неточности относительно губительного действия карналлита на растения, преследует цель обратить внимание исследовательских сил на крайнюю важность изыскания новых путей для переработки карналлита в более высокопроцентные сложные туки, минуя, по возможности, дорогие операции выделения из карналлита чистого хлористого калия.

Москва.

---

[1]) См. доклад проф. Э. В. Брицке на I Всесоюзном съезде химической промышл. в апреле 1927 г.

[2]) Работы автора совместно с Р. Е. Ремен.

[3]) См. ст. „Новая эволюция химической промышленности". Журнал химич. пром. 1927 г., № 1.

[4]) Подробнее о достоинствах смешанных туков, см. доклад проф. В. П. Кочеткова на Всесоюзном агрономическом совещании при Институте по удобрениям в 1927 году (Отчет выйдет в свет в ближайшее время в „Трудах Н. И. У.").

Инж. А. С. Шахмурадов.

Влияние окиси цинка на содержание меди в шлаках при плавке на штейн.

1. Введение.

Шлаковое хозяйство вообще, проблема отвального шлака в особенности, в металлургии меди играют важнейшую роль. Правильная постановка дела со шлаком не только влияет на работу металлургических аппаратов, но и в значительной степени предопределяет экономичность процесса. Для примера укажем на то обстоятельство, что Карабашский завод в 1915 г. ежедневно получал при плавке на штейн около 70.000 пудов отвальных шлаков с содержанием около 0,30% меди в них. При таком положении вещей каждая лишняя сотая доля процента меди в шлаках увеличивала потери меди на 7 пудов в день или на 200 пудов в месяц, что составляло довольно значительную ценность. Между тем, при внимательном рассмотрении содержания меди в отдельных шлаках многих медеплавильных заводов, как наших, так и заграничных, обнаруживаются довольно резкие скачки,—наряду со шлаками с 0,19 *Cu* нередки и шлаки с 0,6—0,7% *Cu*.

Изучению причин, влияющих на потери меди в шлаках, было посвящено много работ. Наиболее полными и интересными являются работы проф. Ванюкова [1]), Fr. Lathe [2]) и Пентегова [3]). Влияние SiO_2, CaO и Fe в этих работах, как и в других, установлено с достаточной ясностью. Влияние других окислов в шлаках, в частности ZnO изучено слабо. Содержание же этого окисла в шлаках наших заводов (Карабашского, Калатинского и Аллаверд-ского) в связи с шихтовкой последними цинко-содержащих руд в свои ватержакетные печи довольно значительно.

II. Литературная часть.

Для выяснения влияния окиси цинка на потери меди в шлаках были собраны всевозможные анализы шлаков плавки на штейн из литературных источников и из данных лаборатории Калатинского завода за 1915 и 1924 г.г. и систематизированы по содержанию SiO_2 и CaO в шлаках и меди в штейне. Общее количество собранных анализов составляло 200 шт., из коих были выброшены лишь те анализы, кои имели случайный характер (ненормально высокое содержание Al_2O_3, содержание BaO и пр.) для приведения их к общему знаменателю. В результате такой проработки мы получили ниже приведенные таблицы (см. табл. 1, 2, 3, 4, 5 и 6).

---

[1]) Проф. Ванюков. Исследование условий, ограничив. переход меди в шлак (ЖРМО, 1912 г. Ч. II., стр. 128).

[2]) Fr. Lathe. Потеря металла в медных шлаках (The Eng. Min. Journ. 1915 г., 7, 14 и 21 августа).

[3]) Б. П. Пентегов. Шлаки медной плавки Карабашского завода (ЖРМО, 1916 г. Ч. I, стр. 201).

Серия I.

Содержание SiO_2 не выше 25%
„ CaO „ „ 10%.

Таблица 1.

% меди в штейне.	% меди в шлаках.	*FeO.*	*ZnO.*
35,0	**1,10**	30,25	23,0
40,0	0,52	50,52	—
60,0	4.10	79,2	—
60.0	4,20	81,1	—
60,0	6,0	83,1	—

Серия II.

Содержание SiO_2 25—35%
„ CaO менее 10%.

Таблица 2.

% меди в штейне.	% меди в шлаках.	*FeO.*	*ZnO.*
8,5	0,16	49 4	—
10,4	0,25	52,4	—
10,5	0,18	53,9	—
11,0	0,27	45,68	—
12,0	0,31	40,00	—
12,13	**0,40**	57,29	3,84
12,2	0,26	54,00	—
12,4	0,22	58.7	—
12,5	0,20	54,70	—
12,5	0,26	55,5	—
12,8	0,24	55,7	—
13,0	**0,46**	56,41	6,03
13.3	0,20	55,2	—
13,8	0,33	56,0	—
13,8	0,27	56,2	—
15.0	0,30	55,5	—
15,7	0,34	57,1	—
15,7	0,27	58,7	—
16,07	**0,52**	56,57	5,43
16,3	0,36	57,0	—
16,3	0,28	58,3	—
16,6	0,30	55,2	—
16,86	**0,38**	54,56	3,95
16,88	**0,42**	57,05	5,81
17,8	0,27	55,7	—
19	0,31	56,7	—
21,84	**0,48**	52,57	5,09
22,32	**0,48**	53,93	7,79
22,6	0,40	50,69	—
25,74	0,44	51,45	6,23
27,7	0,44	50,74	—
28,87	**0,46**	49,05	2,89
29,9	0,45	50,71	—
30,9	0,44	38,7	—
38,5	0,35	33,0	—
45,0	**0,77**	56,83	1,87
48,5	0,35	44,0	1,35
55.0	**0,76**	50,67	2.35
55,0	0,79	59,78	—
62,16	0,69	46,0	—

Серия III А.

Содержание SiO_2 выше 35%
„ CaO менее 10%.

Таблица 3.

% меди в штейне.	% меди в шлаке.	*FeO.*	*ZnO.*
10,0	0,21	39,7	1,5
15,0	0,24	42,9	—
20,0	0,29	39,4	—
20,0	0,31	43,1	—
24,0	0,29	38,60	2,5
30,0	1,0	21,58	27,0
40	0,40	40,9	—
43,7	0,51	41,5	—

Серия III Б.

Содержание SiO_2 выше 35%
„ CaO 10—20%.

Таблица 4.

% меди в штейнах.	% меди в шлаке.	*FeO.*	*ZnO.*	
12,38	0,15	38,5	—	
15.65	0,21	35,36	—	
15,95	0,22	33,46	—	
16,00	0,35	38,74	2,87	
16,10	0,25	31,00	—	
16.79	0,20	35,78	—	
17,80	0,38	32,30	—	
17,84	0,40	32,84	—	
20,0	0,30	30,3	6,6	12,8% Al_2O_3
30,0	0,14	16,0	4,0	49% SiO_2
30,0	0,60	21,58	18,0	
31,4	0,35	45,0	1,5	
32,3	0,25	41,1	—	
33,7	0,36	33,2	—	
36,5	0,19	5,58	49,09	SiO_2
37,0	0,20	34,9	—	
44,0	0,19	2,46	48,56	SiO_2
50,0	0,40	34,0	—	

Из приведенных таблиц видно:

1) При одинаковом составе шлаков, содержание меди в них увеличивается с увеличением меди в штейне.

2) Содержание меди в шлаках с содержанием SiO_2 не выше 25% увеличивается с увеличением содержания *FeO*, при чем замена *FeO* окисью цинка в единственном образце повышает % *Cu* в шлаке (см. таблицу 1).

3) Из работ проф. Ванюкова вытекает, что незначительные количества *ZnO* взамен *CaO* понижают содержание меди в шлаках, а затем с увеличением содержания *ZnO* в шлаках содержание меди сильно возрастает.

4) При шлаках с 25 — 35% SiO_2 и *CaO* менее 10% содержание меди в них повышается в присутствии *ZnO* (см. табл. 2).

5) Также установлено, благодаря работам многих исследователей, что в известково-кремнистых шлаках содержание меди в них незначительно.

6) При бо́льшей кислотности шлаков (содержание SiO_2 выше 35%) нами замечено, что цинк не увеличивает содержание меди в шлаках вплоть до 7% ZnO; лишь при 18% и выше сказывается влияние последней в отрицательную сторону (табл. 3, 4 и 5).

Серия III С.

Содержание SiO_2 выше 35%
„ CaO „ 20%.

Таблица 5.

% меди в штейне.	% меди в шлаке.	*FeO.*	*ZnO.*	
12,0	0,18	16,0	—	
30,0	0,07	0,0	—	
30,0	0,26	21,58	—	
30,0	**0,39**	21,58	9,0	
33,0	0,24	17,0	—	
34,5	0,32	19,3	—	
35,0	0,40	30,6	—	
39,6	0,30	34,8	—	
40,0	0,23	22,0	—	
40,21	**0,36**	19,26	7,41	
40,9	0,32	21,6		
43,0	0,30	24,8	—	
45,0	0,25	22,0	—	
45,0	0,40	26,1	—	
47,5	0,55	32,0	—	
49,37	0,37	26,2	—	
50,0	0,18	19,0	—	10,2 Al_2O_3

Серия IV. Специальные шлаки.

Таблица 6.

Cu в штейне.	*Cu* в шлаке.	SiO_2.	*FeO.*	*CaO.*	*ZnO.*
30,0	0,071	57,25	0,0	42,75	0,0
30,0	1,6	42,42	21,58	0,0	36,0
45,0	0,77	32,47	56,83	2,57	1,87
55,0	0,79	25,24	59,78	0,7	0,0
60,0	6,0	4,2	83,2	0,2	0,0

7) Минимальное содержание меди в шлаках обнаружено в известковых шлаках при полном отсутствии *FeO*, максимальное же содержание обнаружено при железистых шлаках при отсутствии *CaO* (см. табл. 6).

8) В разобранной нами литературе прямых указаний на влияние содержания цинка в шлаках на содержание меди в них не имеется. Вопрос остается не исследованным.

9) Практически интерес представляют: 1) шлаки с 30 — 35% SiO_2 4—8% *CaO*, 4—8% Al_2O_3 и 53% *FeO* (шлаки Калатинского завода) и шлаки с 30—35% SiO_2 20—28% *CaO*, 4—8% Al_2O_3 и 37% *FeO* (шлаки типа „Anakonda Copper Mining C°“ и 2) штейны с содержанием меди 15 и 45%. Замещение окисью цинка *CaO* произведено в работах проф. Ванюкова, почему мы и останавливаемся на замещении закиси железа.

III. Экспериментальная часть.

1. Приготовление исходных веществ. Окись кальция, окись цинка и сернистое железо были приобретены в готовом виде с пометками „химически чистый“ или „чистый“. Кварцевый песок был приготовлен из Ононской руды измельчением и последующей ручной сортировкой. Анализ песка—99,31% SiO_2. Окись железа была приготовлена из х. ч. сернокислой закиси железа прокаливанием последней в муфельной печи. Полученная окись содержала 69,6% *Fe*, т.-е. почти отвечала теоретическому содержанию железа в окиси (69,9). Глинозем готовился из х. ч. гидрата окиси алюминия при светло-красном калении. Полусернистая медь была приготовлена путем двукратной переплавки в тиглях электролитической меди с чистой литрованной серой под слоем древесного угля. Полученный королек имел весьма плотное строение и содержал 78,59% *Cu* и 21,13% *S*. После этого были составлены шихты для получения штейна с содержанием 15 и 45% меди из полусернистой меди и сернистого железа и переплавлены в графитовых тиглях. Все исходные вещества перед плавкой истирались в порошок и просеивались через сита с 60 и 80 узлами в линейном дюйме.

2. Плавка. Как выше было указано, мы исключительно задались целью замещать окисью цинка закись железа, для чего были приготовлены шихты для следующих шлаков (взвешивания производились с точностью до 0,1 *г* по 50 *г* каждого):

Тип I-ый.

1 . . .	35	*SiO*	6	*CaO*	6	Al_2O_3	20	*ZnO*	33 *FeO*
2 . . .	35	„	6	„	6	„	15	„	38 „
3 . . .	35	„	6	„	6	„	10	„	43 „
4 . . .	35	„	6	„	6	„	8	„	45 „
5 . . .	35	„	6	„	6	„	6	„	47 „
6 . . .	35	„	6	„	6	„	4	„	49 „
7 . . .	35	„	6	„	6	„	2	„	51 „
8 . . .	35	„	6	„	6	„	1	„	52 „
9 . . .	35	„	6	„	6	„	0,5	„	52,5 „
10 . . .	35	„	6	„	6	„	0,0	„	53,0 „

Тип II-ой.

1 . . .	35	*SiO*	24	*CaO*	6	Al_2O_3	20	*ZnO*	17 *FeO*
2 . . .	35	„	24	„	6	„	15	„	22 „
3 . . .	35	„	24	„	6	„	10	„	27 „
4 . . .	35	„	24	„	6	„	8	„	29 „
5 . . .	35	„	24	„	6	„	6	„	31 „
6 . . .	35	„	24	„	6	„	4	„	33 „
7 . . .	35	„	24	„	6	„	2	„	35 „
8 . . .	35	„	24	„	6	„	1	„	36 „
9 . . .	35	„	24	„	6	„	1,5	„	36,5 „
10 . . .	35	„	24	„	6	„	0,0	„	37,0 „

Отвешенное количество окислов помещалось в угольную пробирку и нагревалось в печи Таманна до полного расплавления, что соответствовало 1300—1400° С. По остывании содержимого на верху шлака помещался измельченный штейн и пробирка снова погружалась в печь. После расплавления и 10-минутной выдержки, пробирка доставалась из печи, тщательно перемешивалась вся расплавленная масса и охлаждалась при комнатной температуре. Затем шлак отделялся от штейна и брались пробы для химического анализа на окись цинка и медь в шлаках и на медь в штейнах. Результаты анализов приведены ниже.

Серия I-ая. Окисью цинка от 20,0 до 0,0% замещалась закись железа в шлаках с 35% SiO_2, 6% Al_2O_3, 6% CaO и 33% FeO, при чем с уменьшением содержания ZnO увеличивалось содержание FeO. Результаты показаны в табл. 7.

Таблица 7.

№№ п. п.	СОСТАВ ШЛАКОВ				СОСТАВ ШТЕЙНОВ	
	ZnO %		FeO %	Cu %	Cu %	
	В шихте	По анализу			В шихте	По анализу
1	20,00	7,88	33,00	1,20	15,00	19,74
2	15,00	6,22	38,00	1,44	15,00	17,32
3	10,00	5,69	43,00	0,94	15,00	17,28
4	8,00	4,86	45,00	0,92	15,00	17,80
5	6,00	3,94	47,00	1,11	15,00	21,39
6	4,00	3,47	49,00	0,57	15,00	23,41
7	2,00	1,72	51,00	0,77	15,00	18,42
8	1,00	0,35	52,00	1,42	15,00	17,27
9	0,50	0,28	52,50	0,82	15,00	21,19
10	0,00	следы	53,00	0,69	15,00	19,26

Как видно из таблицы окись цинка не ухудшает качества шлаков. Повышенное содержание меди во всех образцах объясняется малым удельным весом штейнов с содержанием 17 — 23% Cu и несовершенным отделением штейна от шлаков в малых пробирках с $d = 15$ *мм*. В дальнейшем эти пробирки были заменены новыми с $d = 20$ *мм*.

Серия II-ая. Окись цинка от 20,0 до 0,0% вводилась в шлаки 35% SiO_2, 24% CaO, 6% Al_2O_3 и 15% FeO с такой же последовательностью, как и в первой серии. Полученные результаты показаны в табл. 8.

Таблица 8.

№№ п. п.	СОСТАВ ШЛАКОВ				СОСТАВ ШТЕЙНОВ	
	ZnO %		FeO %	Cu %	Cu %	
	В шихте	По анализу			В шихте	По анализу
1	20,00	13,43	15,00	0,31	15,00	16,02
2	15,00	5,39	20,00	0,31	15,00	16,13
3	10,00	4,65	25,00	0,30	15,00	17,22
4 . . .	8,00	4,72	27,00	0,32	15,00	17,31
5	6,00	4,69	29,00	0,40	15,00	17,34
6	4,00	1,40	31,00	0,34	15,00	15,50
7	2,00	0,72	33,00	—	15,00	15,97
8	1,00	0,43	34,00	0,38	15,00	15,82
9	0,50	0,25	34,50	0,50	15,00	17,01
10	0,00	следы	35,00	0,42	15,00	16,97

В приведенных образцах влияние окиси цинка не обнаружено. Результаты этих опытов несколько расходятся с данными опытов 4 серии (см. ниже). Возможно, что при бедных штейнах свойства цинковистых шлаков несколько отличны, чем при богатых.

Серия III-я. Окись цинка от 20 до 0% вводилась в шлаки с содержанием 35% SiO_2, 6% Al_2O_3, 6% CaO и 33% FeO.
Результаты показаны в табл. 9.

Таблица 9.

№№ по пор.	Состав шлаков				Состав штейнов	
	ZnO %		FeO %	Cu %	Cu %	
	В шихте	По анализу			В шихте	По анализу
1	20,00	11,86	33,00	0,17	45,00	45,99
2	15,00	11,97	38,00	0,19	45,00	44,79
3	10,00	7,47	43,00	0,53	45,00	44,82
4	8,00	4,59	45,00	0,11	45,00	45,69
5	6,00	5,21	47,00	0,49	45,00	44,24
6	4,00	1,24	49,00	0,27	45,00	44,94
7	2,00	1,25	51,00	0,28	45,00	44,74
8	1,00	0,89	52,00	0,34	45,00	44,82
9	0,50	0,18	52,50	0,49	45,00	44,16
10	0,00	0,12	53,00	следы	45,00	44,21

Таблица показывает, что окись цинка не ухудшает качества шлака при замещении ею закиси железа. Замеченные отклонения носят случайный характер.

Серия IV-я. Окись цинка от 20,0 до 0,0% вводилась в шлаки с 35% SiO_2, 24% CaO, 6% Al_2O_3 и 15% FeO.
Результаты показаны в табл. 10.

Таблица 10.

№№ по пор.	Состав шлаков				Состав штейнов	
	ZnO %		FeO %	Cu %	Cu %	
	В шихте	По анализу			В шихте	По анализу
1	20,00	17,56	15,00	0,38	45,00	51,84
2	15,00	10,19	20,00	0,47	45,00	49,78
3	10,00	5,49	25,00	0,59	45,00	46,99
4	8,00	5,35	27,00	0,58	45,00	53,66
5	6,00	5,55	29,00	0,61	45,00	49,27
6	4,00	0,93	31,00	0,18	45,00	62,52
7	2,00	—	33,00	0,13	45,00	47,21
8	1,00	0,40	34,00	0,11	45,00	47,82
9	0,50	0,47	34,05	0,33	45,00	47,65
10	0,00	0,00	35,00	0,12	45,00	47,19

Из приведенной таблицы можно сделать следующие выводы:

1) При сильно основных известковых шлаках окись цинка по сравнению с закисью железа ухудшает качество шлака.

2) Небольшое содержание ZnO (до 10%) не оказывает заметного влияния на потери меди в шлаках.

3) Можно предполагать, что образующиеся в этих шлаках цинкаты кальция увеличивают вязкость шлака в гораздо большей степени, чем ферриты кальция.

Серия V-я. В шлаках с содержанием 35% SiO_2, 24% CaO, 6% Al_2O_3 и 15% FeO, отвечающим № 1 из 4-й серии, окись цинка была замещена сернистым цинком, полученные результаты показаны в табл. 11.

Таблица 11.

№№ по пор.	Состав шлаков				Cu %	Состав штейнов		
	ZnO %		ZnS %			Cu %		ZnS %
	В шихте	По анализу	В шихте	По анализу		В шихте	По анализу	
1	20,00	17,56	0,00	0,00	0,38	45,00	51,84	0,00
2	15,00	12,24	5,00	4,97	0,99	45,00	41,37	0,14
3	10,00	10,45	10,00	4,87	0,32	45,00	39,42	0,21
4	0,00	3,18	20,00	3,04	0,24	45,00	34,15	0,29

Из этой таблицы вытекают следующие выводы:

1) Растворимость сернистого цинка в шлаках приведенного состава ограничивается 4—5%, избыток коего частью окисляется и переходит в шлак (напр. шлак № 4) частью же переходит в штейн, обедняя его медью.

2) Сернистый цинк несомненно ухудшает качество шлака, увеличивая содержание меди в нем, при чем избыток его сверх максимально возможной концентрации для определенного типа шлаков влияет в обратную сторону, а именно, с одной стороны разбавляет штейн, с другой стороны „промывает" шлак, извлекая из него запутавшиеся частицы штейна, в результате чего заметно уменьшается содержание меди в шлаках.

3) Как и в предыдущих сериях, значительная часть окиси цинка подвергалась восстановлению и последующему улетучиванию.

4) Точно также значительная часть сернистого цинка окислялась во время опытов и обогащала шлаки окисью цинка.

IV. Выводы. Результаты, полученные от произведенных в лабораторных условиях опытов, вполне убедительно показывают, что окись цинка в кислых шлаках, с малым содержанием окиси кальция, вполне может заменять закись железа в довольно широких пределах (до 20%). В условиях как наших, так и заграничных медеплавильных заводов содержание окиси цинка в шлаках не превышает 8—10%. При цинковистых шлаках присадка извести в шихту должна быть минимальная. Сернистый цинк безусловно ухудшает качество шлаков, увеличивая содержание меди в них. При большом избытке его содержание меди в шлаках падает, ввиду увеличения запутавшихся частиц штейна избытком сернистого цинка. В заключение считаем нужным указать на то, что наша работа является лишь незначительной частью тех всесторонних исследований, кои необходимы для полного изучения всевозможных шлаков медной плавки.

ЛИТЕРАТУРА.

1. Б. П. Пентегов. Шлаки медной плавки Карабашского завода (ЖРМО, 1916 г., ч. I, стр. 201).

2. Fr. Lathe. Потеря металла в медных шлаках. (The Eng. Min. Journ. 1915 г., 7, 14 и 21 августа).

3. Проф. Ванюков. Исследование условий, ограничив. переход меди в шлак. (ЖРМО, 1912 г., ч. II, стр. 128).

4. Ортин, М. Ф. Плавка золото- и серебро-содержащих руд на Благодатн. рудниках. (ЖРМО, 1912 г., ч. I, стр. 73—137).

5. Ортин, М. Ф. Плавка на штейн. (ЖРМО, 1912 г., стр. 543—572).

6. Мостович, В. Я. Разложение сернокислого цинка при высоких температурах. ЖРМО, 1912 г., ч. II, стр. 33).
7. George, M. Lee. Медеплавильный завод Granby. (Реф. ЖРМО, 1912 г., ч. II, стр. 175).
8. M. Stephan. Некоторые данные о выплавке металлов. (Реф. ЖРМО, 1912 г., ч. II, стр. 454).
9. Golwatschem a. Lange. Кедабекский медеплавильный завод. (Реф. ЖРМО, 1913 г., ч. II, стр. 443).
10. Richarda, H. Vail. Медеплавильный завод U. S. Metals Ref Co. (Реф. ЖРМО, 1913 г., ч. II, стр. 447).
11. Hoffman. Metallugy of Copper. (Изд. 1924 г., стр. 150 и др.).
12. Пазухин. Приготовление сульфидов. (ЖРМО, 1916 г., стр. 165).
13. Мостович, В. Я. Расчет шихты медной плавки. (ЖРМО, 1911 г., ч. II, стр. 195).
14. Смирнов, В. В. Пуск Карабашского завода. (ЖРМО, 1926 г., ч. I, стр. 70).
15. Мостович, В. Я. Кислород в штейнах медной плавки. (Изв. Сиб. Техн. Инст. т. I, вып. I. 1925 г.).
16. Мостович, В. Я. Реф. в журн. „Минеральное Сырье и его переработка“ 1926 г. № 7/8, стр. 637.

Инж. Е. А. Слепцов.

О новом способе отмучивания каолинов и огнеупорных глин.

Известный исследователь процесса „гниения“ глин при их вылеживании P. Rohland, свои наблюдения над изменением пластичности глин, сводит к следующим положениям:

1. Те вещества, которые способны с водой образовывать коллоидные растворы, обладают в большей или меньшей степени свойством пластичности.

2. Глины и каолины содержат коллоидные вещества, неорганические или органические в скрытом состоянии; при соприкосновении с водой, они образуют коллоидные растворы.

Отношение $\frac{N}{M}$ характеризует степень пластичности, где N. масса веществ, имеющих коллоидный характер и M остальные, так называемые отощающие вещества: полевой шпат, кварц и др.

3. Коагуляция этих коллоидных растворов определенными присадками может быть каталитически ускорена или замедлена.

4. В качестве „ускорителей“ действуют ионы водорода, в качестве замедлителей гидроксильные ионы.

5. Возрастание пластичности во время процесса „гниения“ объясняется следующим образом: гидроксильные ионы коллоидных растворов, заключающихся в сырой глине при образовании органических кислот в процессе гниения нейтрализуются. Появляются при этом ионы водорода, которые ускоряют коагуляцию коллоидных растворов во-первых и появление пластичности во-вторых.

6. При низкой температуре в холодных, сырых погребах, создаются благоприятные условия для повышения пластичности.

7. Степень пластичности можно повысить искусственно, путем добавок коллоидных веществ до вылеживания.

Замедление коагуляции глин под действием гидроксильных ион, особенно ярко проявляется присадками едких щелочей. Создается устойчивая высоко

дисперсная суспензия, не выпадающая из жидкой среды неопределенно долгое время. В связи с высокой дисперностью, понижается вязкость суспензии до степени близкой к вязкости воды, что благоприятствует выделению мельчайших, но не коллоидного характера, примесей в глинах, как кварц, полевой шпат, слюда и др.

Практически в большом масштабе, это давно известное свойство глин давать устойчивые суспензии с пониженной вязкостью, использовано для отмучивания еще в начале мировой войны в Bureau of Mines в Америке и дало хорошие результаты в смысле продукции, но отмучивание, основанное на этом принципе, не получило широкого распространения в Европе, где как в Англии до сих пор держатся за старые способы отмучивания, основанные на размывающей силе струи воды и дальнейшем отстаивании взвешенной глины в отстойниках или как в Германии, где каталитическое действие щелочей для целей отмучивания используется не в чистом виде, но как подсобное для получения устойчивых взвесей, подвергающихся в дальнейшем электроосмосу; и даже в Америке наряду с этим способом, уживается способ обычного отмучивания, основанной на разности в скорости падения в воде частиц глины, более крупных частиц примесей к ней — кварц, полевой шпат и др.

Пестрота в способах отмучивания есть результат разных экономических условий в разных местностях. Прибавками некоторых реагентов органического порядка, удавалось „замедляющее" действие щелочей повысить в несколько раз, т.-е. удавалось получать более стойкие и плотные суспензии. Если под действием, одних щелочей получаются плотности глиняной пульпы порядка 12—15° Боме, то при соответствующих присадках, указанных веществ, плотность может быть доведена до 40—45° Боме, причем и в случае столь высоких плотностей, степень дисперсности остается попрежнему настолько высокой, а вязкость настолько низкой, что препятствия для выделения мельчайших частиц не встречается.

При таком совместном действии как электролитов неорганического порядка, так и органических присадок, условия отмучивания глин и каолинов экономически становятся более приемлемыми, ибо при рациональной организации работ, сулят минимальный расход воды, минимальные расходы энергии, максимальное использование аппаратуры и человеческого труда.

В условиях нашей действительности, реактивы необходимые для этого, являющиеся отбросом производств в заграничной практике или имеющие там малую ценность — слишком дороги и экономически не оправдывались.

Опытами сначала лабораторного порядка, а в дальнейшем и промышленными на Глуховецком Госкаолиновом заводе, удалось найти, тот optimum, как в смысле малой ценности затрачиваемых реактивов, так и в смысле максимальной плотности получаемых суспанзий, который экономически оправдывает применение электролитов, как способ отмучивания глин и каолинов.

Вторым моментом определяющим пригодность нового способа, является сохранение при пользовании этим способом керамических свойств каолинов, из которых главным является пластичность.

Известный опыт Зегера, который оперируя последовательно щелочью и кислотой, получал или совершенно текучую, но плотную массу или, при присадках кислоты, массу с высокой вязкостью, утрачивающую свойство текучести, показал возможность иметь все степени пластичности для данной глины.

Практически необходимо каолиновую пульпу после выделения всех механических примесей, обработать кислотой, чтобы вернуть ей утраченные в первой стадии обработки, карамические свойства.

Короче новый способ обработки в первой стадии отнимает у каолина пластичность и вязкость с тем, чтобы создать оптимальные условия для выделения механических примесей и во второй стадии, после выделения механических примесей, пластичность каолина восстановляется.

Летом 1926 года в присутствии проф. А. М. Соколова и представителей Керамического института проф. В. М. Искюля и К. П. Келлера были поставлены опыты в промышленном масштабе по осуществлению нового способа на Глуховецком Каолиновом заводе. 1) В барабаны $L = 2^1/_2$ *м*; $D = 1$ *м* рабочие загружали одновременно каолин в кусках до 10″ и подавалась определенной струей вода из бака, емкостью 5 *куб. м* с реактивами, с противоположного конца барабана вытекала совершенно жидкая каолиновая пульпа удельного веса 41° Боме. Пропускная способность барабана при отмучивании обычным способом путем размывания каолина большим количеством воды 1 вагон в сутки, при новом способе $2^1/_2$ вагона.

2) Жидкая каолиновая пульпа с песком из барабана сливалась в расположенный под ним ящик, где оставался почти весь песок.

3) Слив с очень мелким песком направлялся в один из отстойных чанов завода, где довершался процесс полного выделения песка из каолина. При обычном способе, каолиновая жижа, удельного веса 4—6° Боме, должна выстаиваться в чане 10—12 дней, вода по мере осветления сливается сверху по особым трубкам и каолиновая жижа уплотняется. Через 10—12 дней плотность каолиновой массы достигает 18—20° Боме, при чем отстаивание массы зимой протекает значительно медленней, чем летом При наибольшей плотности 18—20° Боме, емкость одного чана размеров 4 *м* × 4 *м* × 3 *м* = 0,5 вагона отмученного каолина. При новом способе, без дополнительного отстаивания, плотность каолиновой пульпы — 40° Боме, и емкость чана 2 вагона, отмученного каолина находящегося во взвешанном состоянии неопределенно долгое время.

Отпадает совершенно потребность в чанах как отстойниках, чаны нужны только как промежуточные сборники, где нивеллируются индивидуальные особенности каолина взятого из разных забоев.

Это последнее обстоятельство выгодно отличает новый способ ибо сулит дать каолин с постоянными карамическими свойствами, поможет выработать определенную марку, что необходимо для экспортного каолина. Малая емкость чанов при работе обычным способом совершенно исключает возможность получить маркированный каолин при старом способе.

4) Немедленно после наполнения чана-сборника, каолиновая пульпа направляется в одну из мешалок, где присадкой реактива к каолиновой жидкой массе, ей возвращается пластичность. В течение нескольких минут пульпа густеет и

5) перекачивается в фильтр-прессы. При обычном способе один цикл фильтрования равен от $2^1/_2$ до $3^1/_9$ часов, при новом способе всего 55 минут, что повышает производительность фильтр-прессов в $2^1/_2$—$3^1/_2$ раза.

6) Отфильтрованный каолин направляется в сушилки.

Результаты опытов определенно свидетельствуют, что:

1) Производительность при отмучивании каолина возрастает в $2^1/_2$—3 раза, при имеющемся оборудовании. Соответственно себестоимость упадет на 40—50%.

2) Может быть использовано нацело существующее оборудование. Дооборудования будут иметь задачей наименьшую потерю каолина, механизацию отгрузки песка, мойки салфеток и сушки каолина и устройство баков, для реактивов и мешалок для сгущения каолина.

3) Качество каолина, как показали отзывы не только Карамического Института, но и ряда заводов: Дулевск. фабр., фабрики Фарфортреста им. Ломоносова, фабр. им. Коминтерн, улучшается.

Глуховецкий Госкаолиновый
завод 9/v 27.

Горн. инж. Ю. А. Макаров.

Экскаваторы или солесосы.

(Проблема механизации Баскунчака).

В сезон 1926 года на Баскунчаке опять состязались американский экскаватор Бьюсайруса с обслуживающей его солемойкой механобра и солесос. Результаты таковы:

Таблица I[1]).

	Экскаватор	Солесос
1) Производительность в час в тоннах соли	47	37,8
2) Число часов работы	157	365 ч. 29 м.
3) Полезной работы в %	25	35,2
4) Простоев в %	75	64,8
5) Число рабочих в смену	25	4
6) Добыто соли на 1 раб. в тоннах	1.90	9,2
7) Общая мощность двигателей в лош. сил.	169	78
8) Расход энергии на тонну соли в лош. сил.	3,60	2,07
9) Стоимость машин в круглых цифр. в рубл.	340.000	65.000
10) Нерастворимого осадка (грязи) в %%	0,12—0,15	0,12—0,15
11) Влажности в %%	3—4%	3—4%

Цифры таблицы свидетельствуют:

1) Солесос работал плохо (35%), а экскаватор еще того хуже (25%).

2) Первое положение становится еще более очевидным при сопоставлении цифр рабсилы, мощности двигателей и, особенно, если учесть, что экскаватор-машина, можно сказать, стандартная, тогда как солесос—первая машина, не имевшая себе предшественников, оборудованная старыми, изношенными двигателями.

3) И солесос и экскаватор дали очевидно неудовлетворительные результаты, если их оценивать, как эксплоатационные машины.

Малый коэффициент полезной работы солесоса объясняется длительными простоями. По имеющимся у меня материалам главнейшие из них [2]).

1) Неисправности двигателя „Иокагай“	115 ч. 5 м.
2) Подготовка к пуску и уборка машины	96 „ 30 „
3) Дефекты рапоотделителя	58 „ 10 „
4) Перегрузка главной машины (Yan Blerck)	41 „ 30 „
5) Неисправности тягового каната и кабестанов	32 „ 5 „
6) Неисправности тяговой лебедки	57 „ 5 „
7) Неисправности динамо и электромоторов	21 „ 40 „
8) Поломка шестерен	85 „ —

[1]) Цифры таблицы заимствованы: по экскаватору — из протокола совещания при производственном отделе ВСНХ РСФСР от 26/XI — 1926 года, по солесосу—из журнала работ солесоса за подписью заместителя Управляющего Бассольтреста инж. Алешкевича и дополнены имеющимися у меня данными о стоимости машин и мощности их двигателей.

[2]) Журнал работ солесоса, проанализированный инж. Алешкевичем к сожалению не закончен: пропущен октябрь месяц и кроме того причины простоев недостаточно детализированы и поэтому точной картины работы солесоса не дает.

Простои находят себе следующее объяснение: во время испытания солесоса еще на Путиловском заводе оказались следующие крупные дефекты:

а) помпа давала в $1^1/_2$ раза больше воды, чем следовало;
б) у двигателя Van Blerck, работающего на помпу и разрыхлитель, оказалось всего 60 HP;
в) двигатель Фордзон-Путиловец, работающий на динамо, оказался совершенно неработоспособным: не работало зажигание;
г) электромоторы для тяговой лебедки и рапоотделителя и динамо, поставленные на солесосе, были предоставлены заводом „Красный Путиловец" во временное пользование и взяты „со свалки". Сделано это было в силу необходимости, ибо приобрести новые моторы было невозможно; срок же их изготовления давали 7 — 8 месяцев;
д) сборка вся шла с помощью кувалды, всюду прибегали к подкладкам, заварке ацетиленом, ибо все части отличались небрежностью и неточностью выполнения.

Обо всем этом составлялись акты и мною своевременно писалось и в управление Бассоли, и в секцию соли Г. О. ГЕУ ВСНХ. Я настаивал, по указанным причинам, на отказе от приемки солесоса. Управление Бассоли заставило меня принять солесос, и я принял его на заводе условно, с тем, что окончательные испытания будут произведены на Баскунчаке.

К моему великому изумлению искалеченный солесос сдаточные испытания на озере выдержал, но при этом подтвердилось, что помпа чрезмерно велика и главный двигатель Van Blerck, благодаря этому, перегружен до последней степени, а Фордзон-Путиловец работал от аккумуляторов, что и отмечено в акте от 15/x—1925 г.

По окончании испытаний мною была подана докладная записка в Управление Бассоли — перечень мероприятий, необходимых для обеспечения работы солесоса в сезон 1926 г. и в первую очередь — заказ на новую помпу с меньшей производительностью, новые электромоторы и динамо.

Совещанием от 15/xii — 1925 г. при Г. О. ГЕУ ВСНХ все эти мероприятия были приняты к исполнению, а Управление Бассоли заказа на помпу—что было совершенно необходимо ввиду перегрузки двигателя, — не выдало совсем, а остальные заказы затянуло настолько, что к сезону 1926 года необходимые части не были готовы, и солесос пустили в работу калекой, каким он был выпущен с завода „Красный Путиловец".

Это главная причина неудачной работы солесоса.

Но этого мало. Управление Бассоли допустило сознательно или несознательно, оставляю это на совести руководителей солесоса, следующие промахи:

1) Вместо того, чтобы у Фордзона-Путиловца части зажигания заменить американскими, как это обязался сделать завод „Красный Путиловец" согласно приемочного акта, этот двигатель выкинули совсем и поставили „Иокагай", очевидно еще более худший и в результате — 115 часов простоев.

2) К солесосу, с перегруженными машинами, прицепили очень громоздкое сооружение на железно-дорожной платформе, — рапоотделитель Механобра. В результате скорость солесоса оказалось равной 0,84 *м*, вместо метра в минуту, на которую он был рассчитан и которую показал при испытаниях 11/x — 1925 г., при чем эту скорость было вполне возможно довести до 1,5 *м*, что также установлено опытами 1925 года и зафиксировано актами. Уменьшение скорости солесоса имело своим следствием уменьшение производительности: опыты в октябре 1925 г. дали среднюю производительность в 1 час — 2820 пудов и максимальную — 4452 пуда, и в 1926 году

солесос дал в среднем только 2300 пудов. И кроме этого — солесос дал 58 час. 10 мин. простоев из-за неисправностей этого рапоотделителя. Здесь же кроется очевидно причина порчи кабестанов, разрывов каната и порчи лебедки: все эти части работали с вдвое бо́льшей, чем по расчету, нагрузкой.

3) На приготовления к пуску и уборку машины затрачено 96 час. 30 мин. В 1924 году было затрачено на это всего только 3 час. 5 мин. цифры красноречивые и тоже для меня вполне понятные: не было надлежащего, внимательного надзора за машиной.

4) С 8 по 22 июля солесос стоял, „из-за перестройки рапоотделителя и отсутствия бензина".

Если к цифре 96 час. 30 мин., указанной в предыдущем пункте, прибавить еще этот простой, являющийся прямым следствием непредусмотрительности администрации промыслов, то сумма простоев „организационного характера" выразится уже солидной цифрой свыше 250 часов.

5) Причины поломки шестерен мне неизвестны, но можно их объяснить или неудачной сборкой, или плохим надзором, или плохим качеством металла. При испытаниях в октябре 1925 года после 7 час. работы было обнаружено, что одна пара шестерен износилась на $^1/_4$; шестерни были отлиты из мягкого металла.

6) Солесос давал 95—96% рапы и отношение полезного груза к мертвому у солесоса $^1/_{16}$, а у экскаватора то же отношение $^1/_2$, что по мнению проф. Андреева свидетельствует о непроизводительной трате энергии на солесосе.

Профессор Андреев, приводя устрашающие цифры отношений полезного груза к мертвому, совершенно упустил из виду, что энергия расходуется не только на подъем добытого материала, а главным образом на разрушение соляного пласта, дробление и промывку добытой соли и ее транспортирование к бугру. В общем итоге всего цикла работ расход энергии на тонну соли у солесоса 2,07 HP, а у экскаватора 3,62, т.-е. в полтора раза больше.

Машины типа землесосов вообще дают твердого вещества—10—25%, но центробежный насос, производящий подъем и передвижение добываемого материала, настолько упрощает конструкцию машин и облегчает уход за ними, что производственный и экономический эффект этих машин всегда выше, чем у экскаваторов, или землечерпалок и лучшим доказательством этого служит то, что наиболее мощные портовые дноуглубительные снаряды Европы и Америки построены по принципу землесосов, а в пределах СССР примерами применения машин этого типа служат Волжские землесосы и торфососы, вытесняющие машины других типов.

Отрицать принципиально машины типа землесосов—это значит не знать давно и всем известных достижений техники.

Процент твердой соли у солесоса—4—5%—безусловно мал, и это свидетельствует о том, что помпа давала не менее 200 литров в 1″, т.-е. почти вдвое больше, чем следовало.

Здесь налицо всегда возможная ошибка и даже не ошибка, а случайность, ибо центробежные помпы, как известно, не поддаются вполне точному расчету, а коэффициент их полезного действия колеблется в пределах 0,4—0,75; ошибка легко исправимая путем замены имеющейся помпы новой с меньшей производительностью, стоимостью не более 1300 р., на чем я и настаивал. Здесь же причина перегрузки главного двигателя.

Анализ работы солесоса, произведенный инж. Алешкевичем, и мой в общих чертах сходны: главные причины простоев — слабосильность и неисправность двигателей и другие недочеты технического характера, явившиеся следствием невозможности достать на внутреннем рынке нужных машин, небрежности выполнения и отчасти почти полного отсутствия практических коэффициентов, ибо солесос не имел себе предшественников ни в Европе, ни

в Америке. Сколько оборотов дать разрыхлителю, какова возможная скорость передвижения солесоса, какая зависимость между этими скоростями и конструкцией разрыхлителя, какова должна быть самая конструкция разрыхлителя, сколько сил возьмет разрыхлитель и на много других существенных вопросов, возникавших у меня в период проектирования солесоса, — я нигде не мог найти никаких указаний, ибо их не было: машина строилась впервые и приходилось проектировать ощупью, руководясь техническим чутьем.

Теперь все эти вопросы, если еще и не выяснены окончательно, то во всяком случае получили значительное освещение. Очевидно, что проектировать новый солесос, базируясь на данных опытов, будет значительно легче, обнаружившиеся недочеты солесоса будут учтены и легко устранены, и новый солесос явится несомненно с бóльшим коэффициентом полезного действия.

Для оценка работы экскаватора и солемойки Механобра в сезон 1926 г. имеется очень скудный материал.

В протоколе совещания 26/XI—1926 г. указаны лишь вышеприведенные цифры (табл. I) и отмечено, что экскаватор дал „около 13115 тонн соли", а „производительность солемойки в среднем равна 47 тонн соли в час, что определяется производительностью скребкового конвейера и по подсчетам треста производительность в среднем должна быть равной 82 тоннам в час".

О простоях экскаватора говорится следующее:

„Большое число простоев зависит от ленточного транспортера, ссыпающего соль в бугры; — причины — конструктивные недочеты, неточное изготовление, а главное быстрая изнашиваемость ленты. На втором месте простоев стоит экскаватор; простои из-за солемойки составляют 13,7% в сентябре и 8,7% в октябре и объясняются тем, что после каждой остановки необходимо спустить рапу из корыт, очистить корота от соли и перед пуском вновь наполнить корыта водой".

Устранимы ли недочеты у экскаватора и солемойки? Технические недочеты, конечно, устранимы, но у этого аггрегата имеются кроме того органические, если можно так выразиться, недочеты, устранить которые невозможно:

1) Экскаватор работает периодически: выработав участок, он должен передвигаться, а за ним должны тащиться и солемойка, и транспортер. Чем лучше будет работать экскаватор, тем чаще будут передвижки и тем меньше будет полезной работы, ибо во время передвижек экскаватор не работает. По моим наблюдениям возможный максимум времени полезной работы экскаватора в сутки — не более 16 часов 30 мин., остальное время съедают передвижки. Солесос работает непрерывно; во время перевода всасывающей трубы производительность его несколько понижается, но и в этот период он работает по соли и при этом перевод трубы отнимает очень мало времени, так что теоретически максимум полезной работы у солесоса возможен полностью все 24 часа; это подтверждается опытами: солесос в сезон 1924 года дал 4 смены по 8 часов чистой работы и в сезон 1926 года — две таких же смены. Это редкое явление может и должно стать хроническим.

2) Комбинация экскаватора в сущности состоит из четырех громоздких и очень сложных машин: экскаватор, солемойка, береговая электрическая станция, обслуживающая солемойку и удаленная на 2—3 *км* от места работ, и транспортер для ссыпки соли в бугор. Случайные остановки каждой из этих машин всегда возможны, и, не совпадая по времени, они отнимут суммарно очень много рабочего времени. Если принять, что каждая из четырех машин даст только, как солемойка, минимально 8% простоев случайного и технического характера, то для полезной работы остается $\frac{16 \text{ ч. } 30 \text{ м. } 68}{100} =$ = 11 ч. 22 м. в сутки.

Солесос не имеет этого недочета: он весь умещается в одном вагоне и конструкция его чрезвычайно проста[1]).

3) Для управления экскаватором требуется особая выучка машиниста и напряженнейшая работа этого последнего, ибо ему приходится непрерывно манипулировать с 7 рычагами; производительность экскаватора целиком зависит от ловкости и умения владеть машиной машиниста. У солесоса работа машиниста сводится к пуску в ход двигателей, а дальше он работает автоматически, не нуждаясь в управлении и с постоянной производительностью; во время сдаточных испытаний солесоса в 1925 году, когда режим двигателей установился, вся команда ушла из солесоса, и он шел полным ходом, не имея ни одного человека на борту.

4) Ковш экскаватора не может пробить верхнего пласта соли и нуждается в подготовке поля порохострельными работами.

Солесос подрабатывает верхний слой снизу и легко справляется и с ним.

5) Огромный, по сравнению с солесосом, штат рабочих, необходимых для обслуживания комбината: не менее 20 — 25 человек в смену, а на солесосе — 4.

6) Подвозка значительного количества пресной воды для питания котла и топлива. Для солесоса это также необходимо но в несравнимо меньших количествах, ибо солесос и в пресной воде нуждается только для охлаждения цилиндров двигателей и имеет кроме того холодильник.

7) Солемойка и экскаватор зимуют в озере: их нельзя вывести оттуда и для зимнего ремонта все механизмы надо разобрать на месте работ и перевести заблаговременно на берег в мастерские, а весной обратно. Отсюда — неизбежное сокращение рабочего периода машин. Солесос портативен: по окончании работ у него нужно отобрать только всасывающую трубу и через 2 — 3 часа после этого он будет уже на берегу у мастерских.

Эти недочеты экскаватора неустранимы и, вызывая неизбежные задержки, сильно отразятся на производительности всего комбината. Указанный в протоколе совещания коэффициент полезного действия экскаватора и солемойки — 25% — вряд ли удастся повысить в значительной степени, тогда как коэффициент полезного действия солесоса может быть легко доведен почти до полных 100%.

Выводы. Если оценивать работу солесоса и экскаватора в сезон 1926 года с точки зрения опытных установок, то следует признать результаты испытаний чрезвычайно показательными.

Какая же из конкурирующих машин имеет будущее на Баскунчаке?

Неумолимые цифры таблицы I и вышеприведенные соображения дают на этот вопрос точный и беспристрастный ответ:

1) Солесос-калека, как и в прежние годы жестоко побил своего конкурента;

2) деффекты солесоса легко и вполне устранимы; органические недочеты экскаватора неизбежны;

3) солесос может и должен быть автоматом с коэффициентом полезной работы около 100%; экскаватор и К° совершенно безнадежны в этом отношении.

Таковы технические результаты опытов.

Для общей оценки конкурирующих машин существеннейшими факторами являются стоимость машин, себестоимость и качество продукции, даваемой ими.

---

[1]) Описание солесоса, способа работы и результаты его испытаний приведены в „Горном Журн." № 8—1925 г. и „Минеральном сырье №№ 1 и 5—1926 г.

Цифры таблицы I позволяют сделать априорный вывод, что себестоимость солесосной соли должна быть значительно ниже чем экскаваторной: у солесоса значительно меньший штат рабочих, меньший расход энергии на тонну соли, значительно меньшая стоимость и следовательно, в той же пропорции меньшая амортизация.

К сожалению кардинальнейший вопрос о себестоимости на совещании 6/xi 1926 г. не получил надлежащего освещения. В протоколе сказано: „примерная стоимость механической добычи соли сейчас — 2,5 коп. за пуд, а ручной — 3,5 — 4 к.“, не указывая хотя бы приблизительно сколько стоит солесосная и экскаваторная.

Я позволяю себе осветить и этот вопрос.

Что могут дать экскаватор с солемойкой механобра и новый эксплоатационный солесос с производительностью 82 тонны (5000 пуд.) в час?

В полной возможности постройки такого солесоса, надо думать, сомнений быть не может, ибо даже солесос-калека уже показал производительность в 73 тонны в час (опыты 1925 года) и чтобы поднять производительность его до 82 тонн нужно только увеличить на 2 дюйма диаметр разрыхлителя, а вернее, достаточно будет увеличить число его оборотов, не меняя его размеров и соответственно этому увеличить и скорость передвижения солесоса, что вполне возможно и доказано опытами предшествовавших лет.

Ответ на поставленный вопрос дают примерные сметы на солесос и экскаватор. Обе сметы составлялись в предположении, что машины работают на три смены с производительностью 82 тонны в час; зарплата, стоимость топлива и других материалов взяты одинаковые, близкие к цифрам смет Бассоли на 1925/26 год, а в некоторых случаях даже прямо из этих смет.

Рамки журнальной статьи не позволяют привести обеих смет полностью и поэтому привожу лишь основные цифры, сведя их для наглядности в таблицу,

В сметы не вошли трудно учитываемые расходы на жилстроительство, содержание конторы, коммунальные услуги, постройку и содержание мастерских и проч., но совершенно очевидно, что все эти расходы будут приблизительно пропорциональны числу обслуживающих машины рабочих, т.-е. при экскаваторах минимум в три раза больше чем при солесосах.

При сравнении цифр таблиц I и II видно, что смета на солесос вполне реальна и легко выполнима, составлена с большим запасом, тогда как смета на экскаватор, составленная при условии минимальных цифр по всем расходным статьям и максимуме производительности невыполнима и практически себестоимость экскаваторной соли окажется значительно выше сметной.

Если в эти сметные теоретические цифры себестоимости соли внести поправку по коэффициентам полезной работы машин за 1926 г., то получаются весьма поучительные цифры.

Себестоимость тонны солесосной соли с поправкой на полезную работу ($35^0/_0$) оказывается равной — $\frac{12{,}16 \cdot 100}{35} = 34{,}7$ коп., экскаваторной — $\frac{76 \cdot 100}{25} =$ $= 3$ р. 04 к. Себестоимость киргизской соли — 2 р. 13 к. — 2 р. 44 коп.

При производительности промыслов в 500000 тонн в год для Баскунчака потребуется три новых солесоса указанной производительности; экскаваторов с солемойками потребуется 4 комплекта.

Полная стоимость механизации добычи на Баскунчаке будет стоить:

При солесосах . . . . 94710 × 3 = 284.130 руб.
При экскаваторах . . . 401610 × 4 = 1.606.440 „

Таблица II.

	Экскаватор	Солесос
I. Капитальные затраты:		
стоимость машин, подъемных путей, площадок под бугры и непредвиденные расходы	401.610	94.710
II. Годовое содержание машин:		
1) Число рабочих на три смены	55	25
2) Зарплата	23215—50	10161
3) Начисления на зарплату 22%	5107—41	2235—42
4) Прозодежда	1289—75	586—25
5) Топливо и смазочные материалы	11185—20	5061—
6) Подвозка воды и топлива	2750——	325—
7) Взрывные работы для подготовки поля	3000——	—
8) Зимний ремонт (материал) 2% стоимости машин .	6900——	1200—
9) Амортизация 10%	40161——	9471—
10) Непредвиденные расходы 10% от общей суммы годовых расходов	9360—88	2903—97
Итого по пункту II	102969—74	31943—64
11) Число часов полезной работы в сутки (а) . . .	16 ч. 30 м.	22
12) Число рабочих дней в сезон (б)	100	100
13) Производительность в час в тонн. (в)	82	82
14) Добыть соли (К=а × б × в) в тоннах	135300	180400
15) Себестоимость тонны в коп.	76	12,16

Перспективы полной механизации добычи соли на Баскунчаке, на основе вышеуказанных цифр, таковы:

Таблица III.

	Экскаватор	Солесос
Капитальные затраты на оборудование	1.606.440	284.130
Ежегодное содержание машин	412.000	96.000
Сметная себестоимость тонны соли прямыми расходами в коп.	76	12,16
Тоже—с поправками на коэффициент полезной работы машин по данным опытов 1926 г.	3 р. 04 к.	34,7 к.

1) Капитальные затраты при применении солесосов будут в пять с половиной раз меньше, чем при экскаваторах;

2) эксплоатационные расходы по содержанию солесосов в четыре раза меньше, чем при экскаваторах;

3) себестоимость тонны соли при солесосах в 6—9 раз меньше, чем при экскаваторах;

4) по сравнению с себестоимостью киргизской соли солесосы дадут ежегодно миллионную экономию, экскаваторная же соль обойдется значительно дороже ныне существующей расценки.

Еще в 1924 г. главный инженер отдела соли Главного Горного Управления С. И. Драго, тщательно в течение трех недель изучавший на Баскунчаке работу солесоса и экскаватора, дал в своем докладе следующий прогноз: „можно с уверенностью сказать, что с надлежащим и возможным разреше-

нием выше намечанных вопросов[1]) солесос с своей компактностью, простотой механизма, почти не требущей никакого ухода, обслуживаемый 3 — 4 рабочими в смену и дающий чистую, мелкую соль у рельсовых путей, просто и скромно разрешит задачу механизации добычи, промывки, транспорта и укладки соли в бугры, по просушке которых в течение нескольких дней она будет отправляться непосредственно на Владимирскую пристань для перемола.

Таким образом солесос исполнит все функции механизирования, вплоть до получения готового к отправке продукта".

В 1925 году произведены были только сдаточные испытания перестроенного солесоса и вновь построенной солемойки Механобра.

О результатах этих испытаний, произведенных на озере в октябре 1925 года, свидетельствуют следующие выписки из доклада главного инженера секции соли Горного Отдела ГЭУ ВСНХ СССР С. И. Драго от 24 декабря 1925 г.[2]).

К сезону 1926 года солемойку перестроили, уложив в нее еще несколько десятков тысяч, и получили 25% полезного действия при совместной ее работе с экскаватором, без всякой надежды на сколько-нибудь значительное увеличение этого коэффициента.

Солесос пустили в работу калекой, он был на положении „беспризорного", работал с перегрузкой и все-таки дал 35,2% полезной работы, каковой коэффициент легко может быть доведен до почти полных 100%.

Результаты параллельных испытаний солесоса и экскаватора в сезон 1926 года дают мне смелость к прогнозу инж. С. И. Драго прибавить следующее:

В южной части озера с 80-х годов торчит остов машины инж. Кудрявцева, первой машины, появившейся на Баскунчаке; не вдалеке от нее в 1925 году упокоилась первая солемойка того же автора и недалек тот день, когда и в средней части озера появится новый памятник неудачного подхода к решению Баскунчакской проблемы и этим памятником будет остов солемойки Механобра.

21 февраля 1927 года
гор. Уфа.

---

[1]) Речь идет о рапоотделении и увеличении производительности. И тот и другой вопрос разрешены.

[2]) „1. Испытание солесоса Макарова дало ценные результаты: средняя часовая его производительность при механическом передвижении 2820 пудов при кабестанном передвижении—4452 пуда; последняя цифра была получена за время десятиминутной работы, а потому придавать ей значение решающее—не следует; вообще же говоря, она вполне достижима и возможна".

2. „Солемойка Механобра по длительному—месячному—испытанию, оказалась совершенно неработоспособной; согласно заключениям инженера П. К. Артемьева и Производственно-Технического Отдела Бассоли все три части ее—питатель, он же дробилка, промывочные корыта и скребковый конвейер, не выполняют своего назначения: питатель не дробит и в большинстве случаев останавливаясь—не питает, а когда дает соль в корыта, то пропускает весь ковш в течение 4—5 секунд, чем загромождает его и останавливает мотор".

3. „Таким образом, копирование заграничных способов не разрешило вопросов о промывке соли. Становясь на путь творчества, мы рискуем очень затянуть осуществление механизацией Баскунчака, если будем увлекаться солемойкой типа Механобра. Не лучше ли направить изобретательность на рапоотделитель для солесоса, который дал прекрасные результаты по своей производительности и который несомненно при хорошем рапоотделении даст соль более чистую и более дешевую, чем даст ее солемойка Механобра. Решительно нет никакого основания уходить от солесоса в поисках лучшего, если они будут тормозить развитие механизации солесосами. Принимая же во внимание громадную затрату на производство предварительных опытов Механобром и на постройку по его проекту солемойки, неизбежно следует использовать это сооружение, сделав в нем необходимые изменения".

Горн. инж. Ф. О. Лисенко.

Украинский силекс и его значение для керамической промышленности.

В описании залежей жернового камня в Каменец-Подольском округе на Подолии [1]) указано интересное обнажение черного кремня, обнаруженное мною еще в 1922 г. на склонах оврага „Ушивки" против с. Малиновець, Жванецкого района, Каменец-Подольского округа.

В виду того, что указанный черный кремень, представленный в виде сплошного пласта, обнаружен по северному склону оврага „Ушивки" на протяжении километра, с постоянной мощностью в 1 метр, то такая залежь интересна в научном и практическом отношении.

Подобное обнажение сплошного пласта черного кремня однородного по структуре и постоянного по мощности на довольно значительном протяжении свидетельствует о наличии ложбины в нижележащем силурийском плитняке, что и благоприятствовало скоплению кремневых губок в меловом веке среди сеноманского мергеля.

В геологической литературе мне не удалось найти указаний на аналогичные обнажения кремня кроме описания проф. Ласкарева в районе Дубно и то не имеющее практического значения и находящееся в данное время за пределами СССР. Чтобы выяснить пригодность обнаруженного кремня для технических нужд были произведены химико-технические анализы его и образцов заграничного „силекса" и согласно совету акад. П. А. Тутковского определение микрофауны в них.

Данные сравнения устанавливают полное сходство указанного кремня с заграничным „силексом", что дает нам право называть его в дальнейшем по его местонахождению „украинским силексом".

Что касается вопроса возможного использования указанного кремня—украинского „силекса", то его можно применить в первую очередь для футеровки шаровых мельниц при перемоле массы на фарфоровых, цементных и фаянсовых заводах, вместо быстро истирающейся деревянной клепки в барабанах по отмывке песков на каолиновых заводах, а также на фабриках по обогащению полиметаллических руд.

За отсутствием заграничного „силекса" на заводах Всеукраинского Треста „Фарфор—Фаянс—Стекло" с 1922 года пользовались для футеровки шаровых мельниц искусственной клепкой (кирпичами), приготовленной из фарфоровой массы. Ручная формовка подобной клепки без прессов соответствующего давления не давала возможности получать клепку с вполне плотной структурой. Во время работы шаровых мельниц с подобной футеровкой, кремневые шары, забрасываемые внутрь мельницы для перемола массы, вследствие своей значительно большей твердости быстро (за 2 месяца) съедают наружную часть клепки, а под нею внутренняя часть клепки пористая, ноздреватая и менее сильно выпаленная не может далее служить и ее приходится заменять новою. Частая смена футеровки крайне нежелательна, так как на это затрачивается не менее 3—4 недель, производится излиш-

[1]) См. „Наукові записки" Київських науково-дослідчих катедр, вип. 2. т. III „Родовища жернового каміння на Кам'янеччина.

нее расходование средств на рабочие руки, а неизбежный простой уменьшает возможную годовую производительность шаровых мельниц.

После опробования клепки, приготовленной из фарфоровой массы на Будянском и Токаровском заводах Всеукраинского Треста „Фарфор—Фаянс—Стекло", а также образцов украинского „силекса" и заграничного, сохранившихся на Барановском и Славутском заводах, согласно анализов Киевского Политехнического Института и Химической лаборатории Треста „Фарфор-Фаянс-Стекло" получились следующие результаты:

Название клепки для футеровки	Влага	Потеря при прокаливан.	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	% истирания на столике Баушингера
1. Украинский „силекс" черный кремень из с. Малиновець	0,21%	6,50%	86,01%	0,99	0,50	6,05	0,33%
2. Силекс из Баранов. зав. . .	—	5,50%	87,54	1,04		5,62	0,41%
3. Силекс со Славутс. зав. . .	—	2,91	91,49	1,22	1,28	3,10	—
4. Фарфор. клепка с Токар. зав.	—	—	—	—	—	—	2,04
5. Фарфоровая клепка с Будянского зав.	—	—	—	—	—	—	5,20

Из сравнения данных химико-технического исследования оказывается, что украинский „силекс" дает наименьший процент истирания, по химическому составу вредной окиси железа немного, а окиси кальция не более нормы, допускаемой даже для массы [1]).

Таким образом, украинский „силекс" в 6,2 раза тверже лучшей клепки, приготавливаемой из фарфоровой массы.

Результаты подобного опробования побудили Всеукраинский Трест „Фарфор-Фаянс-Стекло" приступить к разведке месторождения черного кремня около с. Малиновець и попутно со вскрышею пласта кремня производилось изготовление футеровочного кирпича (клепки), при чем до 1/VII 1926 г. вывезено 87,7 тонны на заводы Треста.

Плитки украинского силекса приходилось готовить лишь из средней части глыб.

Обнажения кремня имеются вдоль оврага „Ушивки" на протяжении 1 *км*. Для выяснения распространения пласта кремня под косогором оврага заложены Всеукраинским Трестом „Фарфор-Фаянс-Стекло" две штольни и без сомнения кремень чем далее от обнажения, тем более будет свеж и можно надеяться получить бо́льший выход клепки, чем до сих пор удавалось иметь, что уменьшит стоимость клепки.

Также нужно стремиться использовать щебень и осколки, получаемые при изготовлении клепки, что представляет значительный интерес, так как и фаянсовая масса, и динасовый припас весьма нуждаются в кремне хорошего качества.

Клепка украинского силекса изготовляется двух размеров:

Малого . . 90 *мм* × 190 *мм* при толщине в 65 *мм*, весом 2,5 ф.
Большого . 110 *мм* × 200 *мм* „ „ „ 80 *мм*, „ 4 „
Лекальная для днищ . 180 *мм* × 180 × 110 *мм* толщ. 80 *мм*, „ 8 „

[1]) Проф. Б. С. Лысин „Производство фарфора-фаянса", стр. 25.

Что касается стоимости клепки франко-вагон ст. Каменец-Подольский, то 16 *кг* обходится в 3 р.—3 р. 50 к.

Несколько повышенная стоимость вызвана тем, что при начале работ не было опытных рабочих по добыче и обтеске клепки, чувствовался недостаток в инструменте из хорошей стали, да к тому же работа зимой на открытом воздухе при морозе, ветре и выпадающем снеге, зачастую переходящем в дождь — сильно тормозило работу и безусловно удорожало стоимость клепки.

Если принять во внимание, что заграничный „силекс", недавно полученный через „Продасиликат" из Германии, обошелся в 2 р. 85 к., то, как видим, по цене не на много дешевле и можно надеяться получать украинский „силекс" почти по той же цене, коль скоро работы по его заготовке примут характер постоянных разработок, подберется штат специалистов каменотесов и работы будут производиться летом. Также необходимо стремиться к понижению соцстраха, так как начисление в 22% слишком удорожает стоимость клепки. Первая партия футеровки из украинского „силекса" работает на Токаровском и Будянском заводах уже шестнадцатый месяц безостановочно в продолжение 3-х смен.

На основании составленного технического акта и заключений технических руководителей производством на более крупных заводах (Токаровском, Будянском и Славутском) выясняются качества украинского силекса, а именно:

1) При беспрерывной работе на 3 смены в течение месяца истирание равно не более 1,8 *мм*. Это дает основание устанавливать срок работы шаровых мельниц с одной подобной футеровкой не менее 18 месяцев, т.-е. в 6 раз более чем на фарфоровой футеровке, из-за чего отпадает необходимость тратить напрасно средства на заготовку 5-ти лишних комплектов фарфоровой футеровки для каждой мельницы.

2) Сокращаются расходы на рабочую силу и цемент по укладке футеровок, что обходится от 10 до 24 руб. на 1 мельницу.

3) Отсутствуют простои шаровых мельниц из-за частых остановок для смены фарфоровой футеровки, что дает увеличение производительности шаровых мельниц на 20%—28%.

4) На Будянском заводе заготовка тонны массы начала обходиться на 1 р. 20 к. дешевле, что дает ежемесячную экономию в 1300 руб. и успели сделать запас массы до 200 000 пудов.

На основании вышеизложенного размер экономии от употребления в производстве Треста 87,7 тонн украинского силекса выразится в таких суммах:

1) Фарфоровой футеровки нужно было бы употребить на 5 лишних комплектов 438,5 тонн что при цене в 5 р. за *кг* составит	133 950 р.
2) Расходы на замену 5 излишних футеровок для 61 мельницы Треста составят	4 850 „
3) Увеличение продукции шаровых мельниц хотя бы на 20% при заготовке массы в 1925/26 опер. году равным 1415 720 п. = 23 189,5 тонн, составит 4637,5 тонны. Если бы это количество массы готовить в дополнительные смены или же по заказу на других заводах, вызовет расход в	35 760 „
Весь размер экономии выражается в . . .	174 560 р.

В виду того, что фарфоро-фаянсовое производство СССР почти достигло довоенных норм, то и потребность в „силексе“ довольно ощутительна. Посколько удалось найти месторождение сплошного кремня-украинского „силекса“, который по качеству и цене может вполне заменить заграничный „силекс“, даст возможность уменьшить количество импортных грузов довольно значительного веса и избавит от заграничной зависимости, к чему мы должны стремиться, дабы не жить под угрозой всякого рода империалистических блокад, то естественно, необходимо использовать его возможно полнее. В журнале „Минеральное Сырье“, вып. 9 за 1926 г., стр. 710, имеется заметка проф. П. Философова про добычу и обработку полевого шпата Северной Америки Соединенных Штатов, при чем в ней отмечается интересный факт снабжения американских заводов кремневой футеровкой исключительно из Бельгии.

Подобное сообщение лишний раз подтверждает, что месторождения кремня в виде сплошного пласта довольно редки. Потому использование указанного мною месторождения близ с. Малиновець является неотложным заданием, тем более, что качества кремня испытаны в течение 12 мес. на заводах Всеукраинского Треста „Фарфор—Фаянс—Стекло“ с весьма значительным экономическим эфектом.

г. Киев.

П. Н. Григорьев.

Применение андезита на Боржомском бутылочном заводе.

Насколько известно, единственным местом употребления горных пород в стекольном производстве в СССР является бутылочный завод в Боржоме, где применение андезита практикуется почти без перерыва около 25 лет. Хотя о связи между опытами Петухова и началом заводского употребления андезита в Боржоме не имеется точных указаний, но несомненно преемственность между тем и другим должна существовать. Как бы там ни было, в настоящее время Боржомский бутылочный завод являет единственный и поучительный пример многолетнего употребления горных пород для целей стеклоделия. В связи с недостатком щелочей в СССР и в параллель З.-Европейской практике опыт и результаты многолетней работы этого завода могут представлять некоторый интерес.

Боржомский бутылочный завод, служащий в качестве подсобного предприятия, имеет одну ванную печь на 100 *m* стекла. Андезит, употребляемый в качестве одной из составных частей шихты, находится в непосредственной близости от завода, образуя довольно высокий горный массив, покрытый густым лесом.

По анализу, произведенному в июле этого года, его состав выражается в следующих цифрах: SiO_2—61,4%, Al_2O_3—17,4%, Fe_2O_3—7,6%, CaO—6,8%, $K_2O + Na_2O$ — 5,8%.

Цифры, в общем, немногим (за исключением железа) отличаются от тех которые были получены в свое время Петуховым [1]).

[1]) Петухов. — „Опыты плавки стекла из андезита Боржомского имения“. Записки Русск. Техн. О-ва. 1891.

Добывание андезита производится весьма простым и несложным способом. Более или менее крупные камни (результат действия воды и морозов), разбросанные по поверхности гор, собираются вручную и гужевым путем доставляются в необходимом количестве на завод. Здесь в дробильном отделении, при помощи камнедробилки и пары бегунов, куски андезита превращаются в помол с зернами не крупнее 4—7 *мм*. Такая величина зерен является наиболее рентабельной, и обычно они сплавляются без всяких затруднений. Более мелкий помол может спечься и с трудом подвергнуться плавке. Стоимость доставки на завод андезита и его раздробление выражается в 4 коп. накладного расхода на 16 *кг* помола. После устройства подвесной дороги предполагается довести этот расход до 1 коп. на 16 *кг*.

Состав шихты, ныне употребляемой на заводе, выражается следующими цифрами:

Песок	100	вес. частей
Мел	28	„
Андезит	75	„
Глаубер. соль	75	„
Стек. бой	20	„
Перекись марганца	2	„
Угля	2,5	„

Стекло из этой шихты получается следующего состава: SiO_2 — 56,3%, Al_2O_3 — 8,2%, Fe_2O_3 — 13,3%, FeO — 4,9%, CaO — 9,6%, щелочи — 7,7%.

Качество получаемого стекла, вполне удовлетворительное. Испытание бутылки на механическую прочность дает цифру в 14 атмосфер. Хорошую стойкость проявляет стекло против действия кислот и углекислых щелочей. Продолжительное хранение в бутылках щелочной боржомской воды не оказывает никакого разъедающего действия на стекло. Все эти свойства обусловливаются высоким содержанием в стекле глинозема.

Стекло обладает значительной вязкостью. Чтобы работать с ним—необходимо иметь привычку, и первые опыты у мастеров бывают мало удачны. Мастера, привыкшие к андезитовому стеклу, при переходе к обыкновенному—содовому, также испытывают затруднения, т. к. оно кажется им слишком жидким. Процент брака выражается такими цифрами: при закале 3%, по вине мастера $3^1/_2$%, по вине стекла 3%, при наливе $3^1/_2$%.

В то же время процент брака при наливе с обыкновенным стеклом (содовым) достигает 15%.

Несмотря на значительную вязкость стекла, каждый выдувальщик за свою рабочую смену 5 ч. 15 м. успевает выработать 550 шт. литровых бутылок или около 256 *кг* стекла. Ежемесячная производительность завода выражается в 24000 шт. бутылок. Температура печи обычно держится в пределах 1200—1300°.

Приблизительно такую же температуру плавления имеет и андезит. Следовательно, введение в шихту некоторого количества андезита не может отразиться на повышении ее тугоплавкости и вследствие этого повысить расход топлива на варку стекла. Расход мазута на 16 *кг* готового фабриката выражается 9,02—9,43 *кг*. Если сюда прибавить расход топлива на оплавку горла (в „кукушке"), на паровой котел и на закалку, то получится всего 11,89 *кг*, при стоимости мазута в 74 коп. за 16 *кг*, получается 53,6 коп. Стоимость сырья на 16 *кг* выработанного стекла равняется 32,3 коп. Стоимость 16 *кг* выработанного стекла — 3 р. 22 к. Литровая боржомская бутылка все же обходится в настоящее время в 8—10 коп. Такая повышенная цена бутылки объясняется высокой заработной платой мастеров.

Таким образом, при допущении, что введение в шихту андезита не вызывает излишнего расхода на топливо, и издержки на размол горной породы

выражаются ничтожным накладным расходом, приходится признать несомненную выгодность употребления для бутылочного производства андезита. Выгодность эта заключается в экономии щелочей и в несомненном улучшении качества стекла, о котором говорилось выше.

В виду намечаемых технических усовершенствований, механизации доставки андезита при помощи подвесной дороги с гор прямо на завод, установки новой дробилки и бегунов,—предполагается еще более повысить рентабельность применения андезита. Покупка машин Оуэнса, с годовой производительностью в 20.000.000 бутылок и соответствующее переоборудование всего завода должны дать и соответствующие результаты.

Москва.

М. А. Гордиенко.

Кошкальская тальковая фабрика в Миасском районе.

До 1914 года производства талькового порошка в России почти не существовало. Тальковый порошок для отечественной резиновой и мануфактурной промышленности. для медицины и парфюмерии, для обойных ф-к и сельско-хозяйственных организаций ввозился из-за границы, а в России добывался только тальковый кирпич, который шел как огнеупорный материал с успехом заменяя, искусственно изготовляемые, огнеупорные изделия.

До войны тальковый порошок ввозился, главным образом, из Австро-Венгрии и Германии, с началом войны тальк начал ввозится из Норвегии и частично было приступлено в России для изготовления талькового порошка [1]).

Во время войны в России появились свои тальковые фабрики в Москве и на Урале, которые перерабатывали уральский тальк из месторождений Мулдакаевской, Режевской и Н.-Исетской дач и выпускали в год около 6 900 тонн талькового порошка по продажной цене I сорт от 240 руб. до 360 руб. и II сорт от 90 руб. до 240 руб. за тонну франко-вагон станция отправления.

После революции тальковое дело в СССР временно приостановилось и вновь начало оживать с 1925 года в связи с появившимся большим спросом в стране на тальковый порошок для возрождающейся отечественной резиновой и мануфактурной промышленности.

В 1925 году в связи с выявившимися большими запасами талька месторождений Миасской и Мулдакаевской дачи, Уральская Областная Горно-Техническая Контора оборудовала и пустила тальковую фабрику около гор. Миасса.

Тальковая фабрика была оборудована на бывшей бегунной Золото-промывательной фабрике, находящейся в 5 *км* от г. Миасса около озера „Кошкаль“ и принадлежащее до революции Миасскому Золотопромышленному Товариществу, а после революция перешедшая в ведение Треста „Золоторуда“.

Тальковая фабрика помещается в старом деревянном корпусе. Силовой установкой является локомобиль „Вольфа“ 25 HP.

Принятый способ размола на фабрике следующий. Кусковой тальк загружается в бегуны вручную. Из бегунной чаши размолотый тальк, бегунными гребками, выбрасывается через сетку в сборный зонт, оттуда бесконечным винтом подается на элеватор, которым размолотый тальк подается на рассев с набором соответствующих сит. Из рассевного устройства просев талька под известным стандартом в зависимости от № сита и качества талька поступает, проходя через магнитный сепаратор, в мешки, как готовый продукт, а отсев возвращается через закрытый желоб обратно в бегунную чашу.

Бегуны покрыты плотным кожухом и из него идет труба, через которую при помощи вентилятора высасывается тальковая пыль, получаемая при размоле и оседаемая

---

[1]) По данным Е. Костылевой (Хим. Тех. Спр. т. 1) было ввезено в Россию талька из-за границы: в 1914 году (в порошке) до 4 000 тонн на сумму 240 000 руб.; в 1915 году до 2 000 тонн на сумму 157 000 руб.; в 1916 году—5 700 тонн на сумму 759 000 руб.

в пылеуловителе. Производительность фабрики в рабочую смену (8 часов) выражается в среднем от 3 до 4 тонн готового талькового порошка. Отход отсева, возвращаемого в бегунную чашу, составляет около 60% от всего количества талька, поступаемого в просевное устройство.

В пылеуловителе, в среднем, оседает от 2,5% до 3% от общего количества выхода готового талька. Магнитный сепаратор улавливает железа от 1,5 до 2% от общего веса выхода продукции. Рабочих в смену занято всего 5 человек (1—у локомобиля, 1—на засыпке в бегуны, 1—на укупорке, 1—смазчик и 1—сменный мастер). Стоимость размола в среднем выражается 12—13 руб. тонна готовой продукции.

Фабрика перерабатывает тальк следующих месторождений:

1. Керябинского месторождения, находящегося от фабрики на расстоянии 75 километров. Кусковой тальк фабрика получает с данного месторождения себестоимостью около 24 руб. 1 тонна франко-фабрика. Тальк данного месторождения жировик темно-зеленого цвета. Видимый запас месторождения определен в 80 000 тонн и вероятный запас в 160 000 тонн.

2. Абдул-Касимовское месторождение, себестоимость кускового талька данного месторождения выражается франко-фабрика 33 руб. тонна. Месторождение находится в 90 *км* от фабрики. Видимый запас выражается около 1 000 тонн. Месторождение почти не разведано, так что можно надеяться, что запасы гораздо больше. Тальк представляет из себя чистый стеатит.

3. Козьма-Демьяновское месторождение, находится от фабрики в 40 *км*. Тальк данного месторождения жировик темно-зеленовато-желтого цвета. Себестоимость кускового талька выражается около 18 руб. 1 тонна франко-фабрика. Видимый запас месторождения выражается около 80 000 тонн. Вероятный запас около 160 000 тонн.

Вышеприведенные месторождения талька являются главными месторождениями, которые эксплоатируются и в настоящее время. Кроме этих месторождений, за Уралгорконторой закреплено в данном районе еще до 15 месторождений талька.

Эксплоатировались из них следующие: Устиновское, Чебаркульское, Апостольское, Гаврило-Архангельское.

Тальковой фабрикой за 1925/26 операционный год выпущено около 1800 тонн готового талькового порошка. За первое полугодие 1926/27 операционного года изготовлено до 500 тонн готового талькового порошка.

Фабрикой приняты и выпускаются следующие стандарты талькового порошка:

Стандарт	15	КД	тальк.	порошок	Козьма-Демьянов.	м-ния,	просеянн.	через	сито № 150
„	13	КД	„	„	„ „	„	„	„	„ № 130
„	15	К	„	„	Керябинского	„	„	„	„ № 150
„	13	К	„	„	„	„	„	„	„ № 130
„	15	АК	„	„	Абдул-Касимов.	„	„	„	„ № 150
„	13	АК	„	„	„ „	„	„	„	„ № 130
„	13	А	„	„	Апостольского	„	„	„	„ № 130
„	13	ГА	„	„	Гаврило-Арханг.	„	„	„	„ № 130
„	13	Р	„	„	Рысаевского	„	„	„	„ № 130

Номера сита принимаются по количеству меш в дюйме.

Произведенные анализы лабораторией качественного анализа Уральского Политехнического Института, получаемого фабрикой талькового порошка, дали следующие результаты: Стандарт 15 К—SiO_2—60,62; Al_2O_3—4,48; Fe_2O_3—нет; FeO—2,97; MgO—27,49; CaO—1.64; летучих веществ—2,31; H_2O при прокаливании 110°—0,07%; качеств.—Ni—нет; Mn—следы. Для сравнения талька Керябинского месторождения привожу анализ финляндского талька: SiO_2—29,99; Al_2O_3—2,83; Fe_2O_3—3,72; FeO—6.97; MgO—30,20; CaO—3,19; летучих веществ—22,87; H_2O при 110°—0,08%; качеств. Ni—следы; Mn—следы.

Из приведенного выше сравнения можно вывести заключение, на сколько наш Керябинский тальк по своему качеству стоит выше Финляндского.

Произведенные анализы Химическим Институтом имени т. Карпова в Москве средних проб талькового порошка, получаемого фабрикой, дали следующие результаты:

	SiO_2	MgO	$Fe_2O_3 + Al_2O_3$	Потери при прокаливан.	Сумма
Стандарт № 13 А . . .	59,10	29.00	6,50	5,60	100,2
„ № 13 ГА . . .	58,60	28,70	6,70	6,10	100,3
„ № 13 К . . .	59,80	29,50	6.00	4,70	100,00
„ № 13 Р . . .	59,40	28,50	7,10	5,10	100,10
„ № 13 АК . .	59,30	29,50	6,60	4,70	100,10
„ № 13 П . . .	57,60	29,20	7,90	5,50	100,3

При просеивании вышеуказанных стандартов талькового порошка через шелковое сито (мельничное) № 15 (150 меш) на сите остается:

Стандарт № 13 А	5,3%
„ № 13 ГА	3,1%
„ № 15 К	3,2%
„ № 13 Р	0,6%
„ № 13 АК	5,4%
„ № 13 П	4,9%

Анализы средних проб талькового порошка, произведенные лабораторией качественного анализа Уральского Политехнического Института:

	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	FeO	CaO	MgO	CO_2	Влаж.	Колич. конст. воды	Раствор
Стандарт № 13 К	59,19	2,40	0,29	3,54	0,61	29,79	0,36	0,12	4,08	0,46
„ № 13 АК	59,32	4,62	0,04	4,12	нет	29,00	0,04	0,08	2,31	0,90
„ № 13 У	58,40	5,52	0,34	4,10	1,67	28,78	0,61	0,10	2,76	1,30
„ № 10 У	—	—	0,86	4.16	0,72	—	—	—	3,71	1,27
„ № 13 А	—	—	0,45	4,88	1,32	—	0,47	—	3,69	—
„ № 13 ГА	59,82	1,84	0,50	3,40	0,6	29,50	0,99	0,09	3,16	0,64

Анализы средних проб талька I и II сорта Гаврило-Архангельского месторождения, произведенные лабораторией качественного анализа Уральского Политехнического Института: I сорт—SiO_2—62,25; Al_2O_3—0,75; Fe_2O_3—0,70; FeO—2,10; CaO—нет; MgO—30,15; воды при 110°—0,89; потеря при прокаливании—4,64; сумма—100,68; растворимость в 10° HCl—4,58%.

II сорт—SiO_2—60,24; Al_2O_3—0,09; Fe_2O_3—1,30; FeO—2,45; CaO—нет; MgO—30,26; воды при 110°—0,14; потеря при прокаливании—5,89; сумма—100,37; растворимость в 10° HCl—7,32%.

Анализы средних проб талькового порошка на окислы железа, произведенные Институтом Прикладной Минералогии (Уральское Отделение):

	Fe_2O_3	FeO
Стандарт № 15 КД	0,47	4,55
„ № 13 КД	0,53	4,10
„ № 15 К	0,21	3,25
„ № 13 К	0,74	2,87
„ № 15 АК	0,33	3,46
„ № 13 АК	нет	4,05

Для сравнения ниже привожу анализы рыночных сортов американского талька:

	№ 1	№ 2	№ 3	№ 4	№ 5	№ 6	№ 7
SiO_2 =	60,52	56,86	43,80	55,3	51,00	49,48	49,28
FeO =	0,74	0,06	5,58	4,85	0,32	0,24	0,19
Fe_2O_3 =	0,08	0,08	0,34	нет	0,13	0,13	0,14
Al_2O_3 =	0,82	0,67	1,64	2,71	0,62	0,82	0,41
CaO =	4,12	4,12	0,24	1,26	6,98	7,02	7,06
MgO =	28,05	31,12	31,35	29,40	28,76	29,10	29,21
CO_2 =	1,44	0,88	12,50	0,52	7,72	9,02	9,26
Потер. при прокал. =	3,06	4,67	4,86	4,50	4,70	4,13	4,55
Сумма . . .	98,23	98,43	100,31	98,74	100,28	99,95	100,10

№ 1—Технический тальк фабрики International Pump C° употребляется в бумажной и резиновой промышленности. № 2 — Технический тальк фабрики W. H. Loomis Talc Carparation. № 3—Технический тальк фабрики Eastern Talc C° Рачестер Вермонт № 4 — Технический тальк фабрики Magnesia Talc C° Ватенбюри Вермонт. №№ 5, 6, 7—Технический тальк фабрики G. H. Gmispu C°, Ltd. Magon онтарио из них № 5 для лощения бумаги, № 6 для текстильной промышленности и наполнения бумажной массы и № 7 для резиновой промышленности (данные Лаб. К. Ан. Ур. Пол. Инст.).

Основные же требования нашей резиновой промышленности к тальковому порошку следующие: удельный вес—2,74; влажность не более—0,25%; нерастворимость в HCl, сито 4900—остатка не более 0,25%; отсутствие CO_2 и солей; при прокаливании потеря не более 7%.

Тальк не должен спекаться и буреть. Сравнивая анализы талька, получаемого Кошкальской фабрикой, с анализами рыночных сортов американского талька, мы увидим, что кошкальский тальк по своему анализу близко подходит к американскому тальку № 3, изготовляемого на фабрике Eastern Talc C⁰ и к № 4 фабрики Magnesia Talc C⁰ и даже является по своему анализу выше указанных номеров американского талька.

Из вышеприведенных кратких сведений можно вывести следующее заключение:

1. Громадные запасы талькового сырья на Южном Урале вполне обеспечивают на много лет нашу отечественную промышленность, нуждающуюся в тальковом порошке.

2. Необходимо построить хорошо оборудованную фабрику для переработки талька, после чего явится возможность не только полностью удовлетворять потребность отечественной промышленности в тальке, но и экспортировать таковой за границу, так как, по качеству, а так же и по продажной цене, уральский тальк может вполне конкурировать с заграничным. В смысле постройки тальковой фабрики на Урале в последнее время вопрос решен утвердительно и приступлено к проекту таковой.

3. Необходима более детальная разведка Уральских месторождений талька.

4. Несмотря на примитивное устройство обработки талька, принятое на Кошкальской фабрике, снабжение тальком отечественной промышленности полностью удовлетворяется и отпала необходимость в импорте из-за границы такового.

г. Свердловск.
1 апреля 1927 г.

Инж. И. В. Рыкачев.

Асбоцементные трубы и их значение.

Из многочисленных новостей в области изобретений иностранной техники обращает на себя особенное внимание итальянское изобретение по усовершенствованию обыкновенной папмашины. Это изобретение дало возможность приспособить их к выделке из асбестоцементной массы водопроводных и иного назначения труб.

В Италии, в местечке Casale Monferanto, завод Акционерного Общества „Societa An. Eternito" вырабатывает так называемые асбоцементные или иначе „Этернитовые" трубы. Запатентовав свое изобретение во всех промышленных странах, Общество начало свою деятельность еще в 1913 году, но вполне организованную коммерческую постановку производства получило только в 1920 году.

В настоящее время завод работает полным ходом, но все его производство почти целиком поглощает сама Италия, где уже насчитывается свыше 20 километров различных водопроводных линий, проложенных исключительно из асбоцементных труб. Первый пробный участок был проложен там же в Казале Монферанто около 10 лет тому назад. Таким образом, эти трубы мало известны в других странах. Пока можно указать на Париж, где их имеется всего около 2 *км* и Лондон—около 1 *км*, но тем не менее, английские и американские специалисты проявили большой интерес к этой новости в водопроводном деле и предсказывают большое будущее производству асбоцементных труб. Ряд лабораторных испытаний и обследований, произведенных видными иностранными специалистами водопроводного дела и, наконец, практические наблюдения итальянских инженеров вполне определенно устанавливают, что асбоцементные трубы, обладая вполне достаточной механической прочностью, имеют за собой целый ряд таких характерных особенностей, которые дают им неоспоримые преимущества не только по сравнению с чугунными, но даже по сравнению с железными и стальными трубами, а именно:

1) постоянство их пропускной способности; 2) возможность на одних и тех же формовочных формах вырабатывать трубы на любое рабочее давле-

ние; 3) малая теплопроводность; 4) полное сопротивление электролизу; 5) значительная огнестойкость; 6) полная морозоупорность; 7) полная водонепроницаемость; 8) значительная кислотоупорность; 9) легкость веса и 10) значительная экономичность.

В свое время все эти характерные преимущества асбоцементных труб были в достаточной мере освещены на страницах различных специальных журналов [1]) и я позволю себе остановиться только на тех ценных характерных свойствах асбоцементных труб, которые находятся в зависимости не столько от самого материала, из которого они вырабатываются, сколько от исключительного, по своему характеру, метода их выработки.

В основу метода выработки итальянских асбоцементных труб положен тот же метод энергичного перемешивания смеси асбеста с цементом, который еще в конце прошлого столетия дал возможность доктору Михаэлису открыть способность цемента, при его энергичном перемешивании с водой, образовать массу, подходящую к коллоидальным растворам. Но полученный доктором Михаэлисом впервые цементный шифер, в силу своей чрезвычайной хрупкости, не мог получить практического применения в технике и только через несколько лет, после ряда опытов, Людвиг Гатчек, путем добавления к цементу асбестового волокна, получил асбоцементный шифер, названный им „этернит", получивший в настоящее время широкое применение в строительстве.

Выработка асбоцементных труб производится на тех же папмашинах, на которых вырабатывается и „этернит" и другие изделия, вырабатываемые из асбоцементной массы, с некоторыми запатентованными итальянской фирмой акционерного общества „Этернит" приспособлениями, благодаря которым асбоцементная масса, навертываясь на формовочный вал последовательным тонким слоем, около 1 *мм* толщиной, все время находится под равномерным давлением, одинаковым по всей длине трубы. Таким путем стенка трубы получается настолько однородной как по своей толще, так и по всей длине трубы, что исключает всякую возможность образования в асбестоцементных трубах раковин и свищей, столь присущих чугунным трубам.

Благодаря тому же исключительному по своему характеру методу выработки асбоцементных труб, их внутренняя поверхность получается совершенно гладкая, как полированный мрамор, чего ни при каких условиях нельзя добиться при отливке чугунных труб, и в силу этого пропускная их способность, как это определяет профессор Пенсильванского Народного Института Парду, на 15% выше, чем при самых гладких чугунных трубах и, кроме того, она остается постоянной во все время их работы, тогда как при чугунных трубах нередки случаи, когда через 10—15 лет работы пропускная способность сети падает на 20 и более процентов и для ее восстановления приходится зачастую прибегать к прочистке всей сети, что, конечно, не может предохранить ее от дальнейшего засорения и, следовательно, и новой потери пропускной способности. При чугунных трубах, более шероховатых, эта потеря может доходить даже до 45%, а потому многие заводчики для предохранения труб от засорения и от разъедания, прибегают к цементированию их внутренней поверхности, или осмолению, путем погружения в кипящую угольную смолу. Но все подобные меры ложатся значительными накладными расходами и еще более повышают стоимость чугунных труб, по сравнению с асбоцементными. Такая характерная особенность дает асбоцементным трубам очень ценные преимущества в эксплоатации водопроводных оборудований.

Тот же способ выработки дает возможность легко изготовлять на одном и том же формовочном валу трубы различной толщины стенок, в зависимости от того давления, на которое они предназначаются и благодаря этому избегаются случаи применения тяжеловесных труб взамен значительно более легких.

[1]) См. журнал „Минеральное Сырье" № 7—8, 1926 г.

Помимо этого весь процесс производства асбоцементных труб ведется холодным способом, что исключает необходимость дорого стоящей постройки котельных и их оборудования и в то же время и удешевляет само производство, не требуя топлива, а простота самой выработки не требует большого кадра рабочих специальной квалификации, а дает возможность использовать до 50% обыкновенных рабочих и женщин.

Зависимость веса асбоцементных труб от толщины их стенок и разница их легкости, по сравнению с чугунными трубами, для более ходовых размеров, дает следующая таблица:

Сравнительная таблица веса 1 пог. метра труб в килограммах.

Внутренний диаметр труб в *мм*/дюйм.

50/2	100/4	150/6	200/8	250/10	300/12	400/16	500/20
Вес чугунных труб по сортименту 5-го Водопроводного Съезда.							
11,68	23,19	37,78	54,98	74,58	96,88	141,77	202,23
Вес асбоцементных труб (на рабочее давление в 10 атмосфер).							
6,14	10,9	17,85	27,65	43,2	62,2	110,6	172,8
Тоже на рабочее давление в 2,5 атмосфер.							
3,3	7,00	10,00	13,00	16,50	23,50	42,00	65,50

Стоимость асбоцементных труб при курсе червонца в 140 итальянских лир, составит около 16 коп. за килограмм (франко-завод), тогда как для чугунных труб ее следует считать не меньше 22 коп. Учитывая значительную разницу в весе асбоцементных труб, несомненно, что асбоцементные трубы значительно дешевле чугунных. Но помимо этого необходимо еще учитывать экономию их транспорта и экономию в их укладке. Последняя, благодаря их легкости, обходится около 0,3 коп. дешевле на каждый сантиметр внутреннего диаметра трубы на 1 пог. метр ее длины против укладки чугунных труб.

По подсчетам итальянских инженеров применение асбестоцементных труб даст до 37% экономии по сравнению с чугунными трубами.

В Италии эти трубы получили широкое применение: 1) в водопроводном деле, 2) при проводке газа и сжатого воздуха и 3) отвода разного рода сточных вод с фабрик и заводов.

Помимо этого в силу малой их теплопроводности (в 200 раз меньшей по сравнению с чугуном) они являются особенно пригодными для нефтепроводов.

Судя по заявкам на прошедший 1925/26 отчетный год общее число труб, потребных для всего СССР, составляет 51 500 тонн, из числа которых на долю Москвы приходится 16500 тонн.

Учитывая развитие работы всех Коммунальных Хозяйств Союза в направлении улучшения водоснабжения, начиная от крупных центральных городов и кончая деревней, требования на трубы должны расти год от году и если металлопромышленность не отвечает полностью требованиям рынка в отношении

водопроводных труб, то в ближайшем будущем эти недочеты рынка, несомненно, восрастут и усиленные его требования на металлические трубы станут непосильными нашей металлопромышленности.

Такое положение вещей определенно показывает пользу применения выработки асбоцементных труб, а также и общего развития асбоцементной промышленности. Рациональное проведение в жизнь такого мероприятия даст несомненные достижения в области режима экономии, так как, во-первых, в значительной мере разгрузит нашу металлопромышленность и, во-вторых, даст строительству значительно более дешевый материал.

Применение асбоцементных труб в разнообразных отраслях нашего строительства, подобно тому как это практикует Италия, не может встретить каких-либо серьезных технических возражений. Только в частности многие инженеры-специалисты водопроводного дела выражают сомнения в надежности практикуемых за границей способов соединения этих труб. Асбоцементные трубы вырабатываются в виде совершенно гладких цилиндров без раструбов и буртов и практикуемые в Италии предпочтительно перед другими типы соединений „Жибо“ и „Симплеск“ работают при помощи резиновых колец и прокладок, а наша резина по своему качеству является очень сомнительным материалом.

Хотя наблюдения над опытным участком Итальянских водопроводных сооружений в Казале Монферанто и г. Генуе (на морском водопроводе) и показали, что после нескольких лет работы кольца оказались в настолько хорошем состоянии, что не потребовали смены их, тем не менее для нас, при нашем качестве резины, это является мало убедительным.

В Американской технике практикуют соединение „Дрессер“, которое в сущности представляет собою тот же тип „Жибо“ и им широко пользуются, но почти преимущественно для временных линий. Американские инженеры тоже скептически относятся к резине и считают, что путем исследований и опытов безусловно возможно ее заменить другим более надежным материалом. Помимо этого американцы полагают вполне возможным применять в соединениях асбестоцементных труб практикуемый при соединении чугунных труб прием заливки соединений оловом, или какого-нибудь иного компанизованного материала, температура плавления которого не сможет оказать никакого вредного влияния на асбоцемент, обладающий значительной огнестойкостью.

Вопрос выбора наиболее практического способа соединений асбестоцементных труб при наших условиях работы безусловно требует некоторой проработки, что при наличии нашего кадра инженеров и опытных специалистов и хороших практиков не может представить собой непреодолимых трудностей. И эту работу мы должны выполнить хотя бы ради тех выгод, какие даст нашему народному хозяйству применение асбоцементных труб, а эти выгоды несомненны.

Коммунальные Хозяйства особенно живо заинтересованы в этом, так как асбоцементные трубы найдут себе применение в различных отраслях городского хозяйства—газовой, водопроводной, канализационной и общего благоустройства, а потому и выявление всех деталей этой проработки применительно к местным условиям и сообразно назначение труб является ближайшей задачей Коммунальных Хозяйств наших крупных центров.

Надо полагать, что предстоящим нынешним летом очередной водопроводный съезд в г. Харькове коснется в своих работах этого нового в водопроводном деле вопроса.

Москва.
9 февраля, 1927 года.

Заметки и Хроника.

Ванадий в шлаках Юговского завода. Присутствие ванадия в медистопесчаных рудах бывшего пермского горного округа, в состав которого входил и Юговский завод, впервые было указано в конце 1830-х и в начале 1840-х годов горным инженером Шубиным, в связи с нахождением в этих рудах минерала, ванадиевокислого соединения, (фольбортита), химический состав которого, с бо́льшею или меньшею точностью, выражается: $[(Cu, Ca, Ba)\,OH]_3\ VO_4 \cdot 6H_2O$.

Наблюдения Шубина, в части, относящейся к Юговскому заводу, в конце 1850-х годов были повторены магистром химии Струве, статьи которого, помещены в „Горном Журнале“ за 1859 год и в „Записках Минералогического Общества“ за 1867 год.

Руды, на которых работал Юговской завод, представляют собою пермские песчаники и глинистые сланцы с содержанием медных соединений; медь в них преимущественно входит в состав малахита, медной лазури, фольбортита, иногда красной медной руды, редко встречается в виде сернистой меди. В этих песчаниках находятся остатки растений, которые иногда бывают обуглены и обыкновенно проникнуты медными соединениями. На более значительной глубине находятся местами слои бурого угля, толщиною от 2 до 3 фут. [1]).

Содержание металлической меди в рудах колебалось в широких пределах. Шубин определил в одном случае окиси меди 23,08% и не нашел ванадия; в другом окиси меди лишь 2,50%, окиси ванадия 0,54%. Струве в трех различных образцах руды определил содержание меди: 4,6%, 4,7% и 6,5%. Смесь для плавки, исследованная Струве, содержала 3,36% металлической меди, окиси железа и глинозема 20,24% и 0,27% окиси ванадия, что соответствует почти 0,1% металлического ванадия, т.-е. на одну весовую часть металлической меди приходится около $^1/_{34}$ части металлического ванадия, имея в виду, что в 1850-х годах Юговской завод давал ежегодно 16 000 пудов меди, очевидно, в шлаки уходило при этом свыше 450 пудов ванадия, если принять в расчет результаты анализа, сделанного Струве, но он определял ванадий в виде сернистого соединения, что дает величины ниже действительных. То же относится и к анализам Шубина.

В медных рудах, которые плавились на Юговском заводе, также в различных продуктах переработки их, был определен ванадий в различных количествах, объясняется это присутствием в медистых песчаниках фольбортита, который был найден в различных рудниках, обслуживавших Юговской завод. Шубин, производивший систематические поиски ванадия в рудах и заводских продуктах, указывает на кусок руды, в изломе которого вовсе незаметно желтых частичек фольбортита, но который „дает при разложении до четырех процентов ванадиевой кислоты“, по его мнению, „минерал рассеян в массе песчаников в состоянии самых мелких частиц“.

В издании „Естественные производительные силы России“ сказано, между прочим (т. IV, в. 7, стр. 44—45), „Во всяком случае колоссальная площадь распространения медистых песчаников не может считаться выработанной“ и далее: „Новые технические приемы обработки малопроцентных медистых руд, новые условия рынка могут снова привлечь внимание промышленных сфер (как это не однажды бывало с месторождениями полезных ископаемых) к рудам и рудникам, оставленным за их безвыгодностью“, особенно, прибавим мы, если окажется возможным при этом, кроме меди, получать и ванадий. Разработка и плавка Юговских медистых песчаников началось в 1740-х годах. По сведениям, сообщаемым Струве, годовая производительность меди на Юговском заводе в 1850—1860-х годах достигала 16 000 пуд., но с колебаниями „в этом (1867) году упала до 11 040 пудов“. Из энциклопедического словаря Березина видно, что в 1876 г. на Юговском заводе было получено около 6 000 пудов меди, завод перестал действовать в конце прошлого столетия, проработов около 160 лет, медь, полученная за это время, наверное в количестве не меньшем миллиона пудов, пошла преимущественно на изготовление медной монеты на существовавшем монетном дворе в Екатеринбурге; таким образом не менее 30 000 пудов металлического ванадия ушло в отвалы шлаков.

Кроме ванадия, Струве отмечает в исследованных продуктах плавки также содержание *никкеля, кобальта и олова. Никкель был найден в черной меди, полученной после* переработки медистого чугуна, в количестве 0,63%, олово в той же черной меди 0,94%. В гаркупфере Струве определил никкель в количестве 0,40%, олово 0,48%.

В связи с этим, интересно отметить, что герцог М. Лейхтенбергский определил золото и серебро в меди, полученной из уральских медистых песчаников. В „Bulletin de la Classe Physico-Mathèm de l'Ac. d Sc. de St. Ptsb“ T. V, 376, T. VI, 130, напечатаны

[1]) Интересно было бы испытать золу этих углей на ванадий, имея в виду, что существуют ископаемые угли, зола которых характеризуется содержанием соединений ванадия.

его доклады, 26 июня 1846 г. и 2 апреля 1847 г., об исследовании им черного осадка на аноде, образующегося при разложении медного купороса гальваническим током. Как видно из докладов, из 22 фунтов этого вещества удалось выделить 21 золотник золотистого серебра, при дальнейшей обработке этого последнего было определено в нем серебра 90,2%, золота 4,8%, платины 2,2%, в шлак при капеллировании ушло металла 2,8%.

Довольно характерно, что, по условиям производства на Юговском заводе, кроме значительного количества ванадия, ежегодно уходило в шлаки железо в количестве почти равном количеству выплавляемой меди. Состав штыковой меди был, по анализу Шубина: *Cu* — 99,00% и *Ni* — 0,37%, по анализу Струве: *Cu* — 99,42%, *Fe* — 0,09%, *Ni* — 0,21%. В связи с тем, что сказано было выше о содержании золота, серебра (и платины) в меди, полученной из медистых песчаников западного склона Урала, интересно сопоставить указания на месторождения платины и золота среди отложений артинского яруса также по западному склону Урала. Из статьи Токарева[1]) видно, что „знаки платины в россыпи, связанной с артинскими, отложениями, были впервые констатированы в 1907 году по р. Упуде, правому притоку р. Уфы".

„Район исследования: к востоку — восточная граница артинских отложений; на запад от этой линии не далее 30—35 верст. На юге р. Уфа, на севере примерно 57°45' параллели". Всего указано на этой площади платино-(золото)носных россыпей сорок.

Химический анализ в Екатеринбургском Пробирном Управлении дал для руды с р. Каменки *Pt* 88—62%; в золоте: *Au*—0,896, *Ag*—0,082.

Если золото, серебро и платина находятся среди артинских отложений, то эти металлы могут находиться и среди отложений пермских медистых песчаников; при химическом анализе генеральной пробы руды, с содержанием окиси меди 4,19%, сделанном Струве, ничтожные количества драгоценных металлов могли остаться незамеченными; но герцог М. Лейхтенбергский исследовал анодный порошек, полученный на гальванопластическом заводе, после растворения штыковой меди в заводских размерах. Получается впечатление, что заброшенная в настоящее время разработка медистых песчаников на „колоссальной" площади распространения их, могла бы вновь возникнуть с целью получения не только меди, но также ванадия, быть может, золота, платины и серебра. *Проф. С. Ф. Глинка.*

Коренные месторождения золота Туркестана. В статье Dr. Herbardt'a „Ueber die Aussichten Afganistans als Berbauland, Internationale Bergwirtschaft", Heft 11/12, 1925—26, имеются указания, что в северо-восточной части Афганистана в провинции Badakschan между Dschorf и Patta Gissar по р. Аму-Дарье добывается местными жителями россыпное золото. В кристаллическом горном хребте Darwas, идущий от Kala I Chumb на Аму-Дарье до Faisabad, имеются у Dschorf в Русском Туркестане золотоносные кварцевые жилы, в которых надо искать первичные месторождения, давшие россыпное золото. В Афганской части золотоносные кварцевые жилы известны у Russtak. *В. К.*

Полезные ископаемые Афганистана[2]). Афганистан геологически и горно-технически тесно связан с прилегающими с нашей стороны областями. Вначале автор дает краткую геологическую характеристику всей области, необходимую для понимания месторождений минерального сырья, имеющую протяжение более 8° широты и 10° долготы. Геологические исследования производили Gisbach (1882—88 г.г.). H. H. Hayden (1911 г.) и Dr. Herbordt (автор статьи). Вкратце геология страны следующая. От Гиндукуша через Афганистан отходят две горные цепи; одна в направлении на юго-запад, другая на Кабул и от него также на ю.-з. Обе горные цепи сложены из пород, близких к Archäicum Индии — не вполне определенного возраста — как гнейсы, слюдяные сланцы, филиты, кристаллические известняки и граниты. Указанные породы играют в строении Афганистана большую роль. Между этими горными цепями залегают триасовые известняки. Около г. Кабула к северу выходят роговообманковые граниты, а к юго-западу кристаллические известняки. Главный хребет Гиндукуша „Kuh I Baba" состоит из серии гнейсов, кварцитовых и графитовых сланцев и других, метаморфизованных интрузиями, гранитов, пород, возраст которых по заключенным между ними фузулиновым известнякам определяется, как Девон-Пермь. В южной части Гиндукуш образован спириферовыми известняками, которые сопровождаются по всей линии залежами гематита. Около г. Narin установлены юрские отложения. В северной части Гиндукуша верхне-меловые отложения и эоцен, переходящие широкими антиклиналями в Туркменскую низменность. О центральной части Гиндукуша известно мало. По дороге, ведущей из Кабула через хребет вдоль Herirud до области Hilmend, встречаются только кристаллические породы: граниты и основные эруптивные породы. Дальше много известняков и песчаников. На крайнем севере Афганистана устанавливается древний

[1]) Токарев. Уралплатина. Екатеринбург. 1922.

[2]) Dr. Herbardt. „Ueber die Aussichten Afganistans als Bergbauland". Intern. Bergwirtsch. Heft. 11—12, 1925—26.

палеозой. Плоскогорие Памира состоят из слюдяных сланцев и древних эруптивных пород, подходящих с северо-востока до Аму-Дарьи и Рустака и Faisabad.

Широкие долины афганских гор заполнены песчаниками, конглемератами и глинистыми сланцами, третичного возраста.

Если рассматривать геологическую схему Афганистана в отношении возможности нахождения полезных ископаемых, то широкое распространение подобных Archäicum горных пород делает заключение автора особенно благоприятным в этом направлении. Подтверждает это, обычное нахождение там в этих породах — меди, железных руд, графита, слюды, асбеста и самоцветов. В девонских известняках Гиндукуша известны очень богатые залежи железа и метосотоматические залежи свинцовых руд.

Юрские отложения к северу богаты углем.

Грандиозные меловые отложения южной и северной часте Афганистана не представляют интереса, что же касается третичных отложений, то они несут в себе сланцеватый уголь, серу, соль и связанное с изверженными породами, жильное золото.

Первые сведения о горных разработках исходят от Dr. Lord'a, совершившего в 1888 г. путешествие через Афганистан и давшего геологическое описание страны. Он удивляется горному искусству туземцев, разрабатывавших штольнями и далеко идущими штреками, свинцовые месторождения у Frinjal'я. Работы эти описал позже в 1893 г. Collins. В 1905 году под требованием постройки военного завода и ткацкой фабрики был приглашен английский геолог H. Hayden, который должен был исследовать Гиндукушский уголь, как топливо для указанных фабрик. Оказалось, что все богатые угольные залежи расположены от Кабула не ближе 250 *км*, что делало эксплоатацию их невыгодной. В настоящее время эмир Amanullahchan открыл доступ иностранцам в страну; предполагает развивать горное дело и предпринимает исследования старых и новых месторождений. Из них наиболее ценными являются работы Dr. Herbordt'a на нефть в районе Herat. Отсутствие железных дорог делает возможным горные разработки только особенно ценных ископаемых, для покрытия потребности внутри страны. Отдаленность угля, как топлива, от центра страны — Кабула заставляет искать других путей для переработки сырья. В 90 *км* от Кабула поставлена гидроэлектрическая станция и в настоящее время ставятся опыты с электрометаллургической переработкой свинцовых и медных руд, на древесном угле, получаемом из лесов, покрывающих горные склоны между 2500 и 4000 метров высоты, на расстоянии от г. Кабула 165 *км*.

Относительно в благоприятных условиях местоположения и экономических находятся на запад от Herat залежи нефти. Однако, они должны быть сначала хорошо исследованы в отношении богатства запасов. Наиболее благоприятными объектами для поисков и добычи являются для Афганистана асбест, слюда, ляпись-лазурь, самоцветы и золото, так как указанные минералы могут быть добываемы простейшими горными работами и без металлургической обработки поступать на рынок. До сей поры крупных горных разработок, если не считать таковых на слюду, ляпись-лазурь, золото, рубины и свинец, в Афганистане нет. Однако, за последнее время вводится новый горный устав и имеется тенденция привлечения иностранного капитала путем сдачи концессий, в которых афганский и иностранный капитал должны участвовать поровну, при чем государству предоставляется право контроля и надзора помимо получаемой прибыли.

Для специального обзора главнейших месторождений минерального сырья Афганистана, которые автор лично осмотрел, приложена небольшая карта в масштабе 1 : 10 000 000, составленная по английской карте съемки 1917 г., так как афганцы своей карты не составляли. Съемка произведена Surveyor General of India.

Золото. Несколько километров к северу от г. Kandahar встречаются в контакте меловых известняков и базальтоподобных излившихся пород — 5 *см* мощности жилки из кварца, бурого железняка, малахита и карбонатов — содержащие свободное золото. На выходах в открытых работах, до 8 *м* глубиной — месторождение считается очень богатым. Исследования автора дали содержание золота 3—5 *г* на тонну. Россыпное золото известно в реке Argandat севернее Kandahar'a. Разрабатывается в местности Sardara.

В северо-восточной части Афганистана, в провинции Бадакшан туземцами добывается россыпное золото из Аму-Дарьи между Dochorf и Patta Gissar. В кристаллическом горном кряже Dorwas, идущем от Cala 1 Chumb при Аму-Дарье до Faisabad — имеются у Dschorf'a в Русском Туркестане кварцевые золотоносные жилы, которые являются первичными месторождениями россыпного золота. В афганской части (области) золотоносные жилы известны у Russtak.

Свинец. Разрабатывается с 1820 г. на государственных рудниках у Frinjal в Ghorbandtal. Руда содержит в среднем *Pb*—55%, *Zn*—10% и *Fe*, как сульфиды. Месторождения метасомотические связаны с древнепалеозейскими известняками. Рудоносная зона тянется вдоль известных выходов известняков мощностью до 15 километров. Тяжелый шпат массами встречается на выходах месторождений.

Аналогичные месторождения известны в известняках верхнего течения Ghorband'a.

Штуфы свинцового блеска найдены в Urusgan, Chost и Jachtara.

Медь. В Archäicum всего округа Кабула встречаются тонкие жилки медного, серного колчеданов и медного блеска, как фальбанды, сопровождающие кварцитовые пласты, чередующиеся с кристаллическими сланцами. В горах нижнего Логерталя южнее Кабула автору известно месторождение в лежачем боку, проникнутой колчеданами кристаллической свиты, при чем медные руды мощностью в 50 *см*, чередуются пластообразно с кварцем. В висячем боку, представленном кристаллическими известняками, содержатся медный колчедан и медный блеск в желваках, как метасоматическое образование до 1 метра мощности. Около 1 метра мощности должно быть месторождение у Kopa Chumar к северо-западу от Argandeh у Кабула, которое является в настоящее время предметом интенсивных эксплоатационных работ. Кроме того, в музее Кабула лежат пробы медь-содержащих кристаллических пород из следующих мест, где раньше шурфовали на медь: Dobundi в верхнем Logartal, местность Chost южнее Lagertal'я, Urusgan и Kuhi Salawad у Kandahar, Chawak в областях Panscnir и Herat. Во всяком случае кристаллические породы Афганистана очень часто связаны с медными залежами. Несмотря на это, до сих пор ни одного значительного медного производства в Афганистане нет и перерабатываемая в стране медь ввозится из Индии.

Железо. Очень ценными являются залежи красного железняка у Ghorbandtal, связанные с девонскими известняками известные от Hayigakpass до Jabl-Seraj. Гематит встречается в землистых массах, с большим количеством слюдусодержащей железной рудой и перемежается с пластами известняков. Это неравномерное залегание и сильная складчатость мешает определению мощности, последнюю, однако, особенно у Jabl-Seral — надо считать очень значительной. В других местах, в горах южнее Кабула, имеется ленточное чередование слюдистых, кристаллических известняков с залежами гематита небольшой мощности. Севернее Кабула в горах Phaghman имеются, включенные в кристаллические отложения, залежи магнитного железняка около 25 *м* мощности. В прежнее время шла, как, будто, интенсивная разработка железных залежей, особенно в районе Jabl-Seraj.

Слюда. Мусковит и биотит встречаются часто в пегматитовых модификациях гранитов страны; однако всюду, под влиянием горообразовательных процессов смять и не дает чистых, больших ровных пластин, имеющих промышленное значение. Только в местности между Gassney и Kandahar имеется слюда, дающая хорошие сорта в 7 *см* длины.

Асбест. известен в местности Chost. Асбестовые жилы, разведываются уже 12 лет. Пробы дают мягкое волокно в 25 *см* длины. Значительное месторождение известно около Rahkol и около Кабула. Все месторождения требуют однако разведок.

Самоцветы, рубины, разрабатывались раньше в больших количествах государством, но в виду больших хищений, добыча их прекращена более 15 лет.

Лянись-лазурь. Разрабатывалась с перерывами. Месторождение должно считать очень богатым. Находится в верхней части Koktscha.

Уголь. Важнейшие месторождения юрского возраста от 2 до 2,5 метров мощности, у Ichputscha, Narina.

Битуминозные сланцы. Известны около Ташкургана в Туркестане с содержанием 8—10% битума.

Нефть найдена в западной части страны, в 88 *км* от Herath в большом количестве в аллювие. Нефть тяжелая, асфальтовая, без заметного содержания керосина и бензина. Афганское правительство намерено приступить в этой местности к эксплоатационному бурению.

30/XII 1926 г. *В. А. Корвацкий.*

Об определении борной кислоты. [Wilhelm Strecker и Ernst Kannappel. Zeit. Anal. Chem. 61, 378 (1922)]. Авторами этой статьи составлен обзор весовых (Marignac, Spindler, Gooch, Mandelbaum, Thaddeeff, Smith, Rosenbladt и Jones) и титрометрических (Herz, Chapin, Low и др.) методов определения борной кислоты в растворимых и нерастворимых в воде веществах. Эти методы были ими испытаны на стандартном растворе борной кислоты и сравнение полученных результатов указывает на то, что весовые методы дают большие и весьма непостоянные ошибки, тогда как при определении борной кислоты путем титрования едким натром или гидратом окиси бария в присутствии глицерина или маннита, результаты получаются очень точные.

При титровании авторы применяли различные индикаторы, из которых комбинация метилоранжа с α-нафтолфталеином оказалась наиболее удобной.

Кроме того, авторы указывают, что соединение дестилляционного метода с титрометрическим позволяет быстро и точно определять бор в нерастворимых веществах.

Примеры прямого определения бора в силикатовых минералах не столь многочисленны, чтобы можно было судить о достоинствах применяемого метода. Что же касается определения бора из разности, до сих пор широко применяемого минералогами, то относительно его можно сказать a priori, что такой прием допустим лишь при условии простоты состава и тщательности произведенных определений.

Чтобы проверить указанное предположение, мною был произведен анализ датолита (анал. 1) из Италии близ Болоньи (Serra dei Zanchetti), любезно предоставленного в мое

распоряжение Хранителем Минералогического Музея 1 МГУ Н. А. Смольяниновым, результаты которого приведены наряду с наилучшими косвенными определениями бора в датолите того же месторождения.

	1	2 [1])	3 [1])	Теоретическ.
SiO_2	37.39	37.20	37.89	37.64
Al_2O_3	0.00	—	—	—
Fe_2O_3	0.00	—	—	—
FeO	0.00	—	—	—
MgO	0.00	—	—	—
CaO	35.36	35.29	35.04	35.00
K_2O	н. о.	—	—	—
Na_2O	н. о.	—	—	—
H_2O+	5.63	5.77	5.84	5.62
H_2O-	0.02	—	—	—
CO_2	0.00	—	—	—
TiO_2	0.00	—	—	—
MnO	0.00	—	—	—
B_2O_3	21.54	21.74	21.23	21.74
	99.94	100.00	100.00	100.00

В анал. 1 бор дестиллировался по способу Chapin'a и титрование велось децинормальным раствором едкого натра в присутствии глицерина, индикаторами служили пара-нитрофенол и фенолфталеин. Вода определена по способу Penfield'a. Потеря от прокаливания—5.74%. Следы кремнезема, находящиеся обычно в осадке алюминия и железа, не выделялись.

Мы видим, что только анализ 2 дает полное совпадение содержания бора с теоретическим числом, но сравнение остальных компонентов не оставляет никакого сомнения, что такое совпадение является случайностью. Анал. 3 дает уже разницу на 0,5% и убеждает нас в том, что прямое определение имеет несомненные преимущества даже в таком простом случае, а тем более в анализах сложного состава.

14/I 1927 г. *И. Алимарин.*

Новый метод обработки титановых руд с целью получения электролитного железа и концентрата двуокиси титана. Этот метод, разработанный в исследовательских лабораториях Канадского Горного департамента, основан на обработке ильменитовой руды и титанистых железняков, причем железо, содержащееся в руде, восстановительным процессом переводится в состояние металла. Получается пористая масса, которая выщелачивается раствором хлорного железа, причем железо переходит в раствор согласно формуле $2\ FeCl_3 + Fe = 3\ FeCl_2$.

После выщелачивания остается нерастворимый осадок титанового концентрата с содержанием около 53% TiO^2. Отфильтрованный раствор, после очистки, подвергается электролизу, растворенное железо осаждается на специальных вращающихся формах, служащих катодами, и подвергается холодной прокатке, причем железо получается с весьма высоким содержанием, около 99,96% Fe, а регенерированное хлорное железо пускается снова в оборот. Титановый концентрат идет на производство титановых белил.

Детальное ознакомление с произведенными опытами показывает, что метод проработан настолько, что можно ставить вопрос о постановке опытов в более широком, полузаводском масштабе, для изучения экономической стороны предлагаемого метода. Этот способ представляет интерес как для черной металлургии, так и для намечающегося производства титановых белил, так как представляет возможность использования бедных титановых руд. Авторами метода являются Р. Ж. Трелл и В. Р. Макклелланд.

М. Зборовский.

РАБОТЫ ГОСУДАРСТВЕННОГО ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОГО ИНСТИТУТА СИЛИКАТОВ за период с 1/X—25 г. по 1/X—26 г. Постановлением Особого Совещания при Научно-Техническом Управлении ВСНХ СССР от 5 февраля 1926 г. года Институт Силикатов был разбит на следующие Отделы, с примыкающими к ним лабораториями: 1) Физико-Химический Отдел с 3 лабораториями: аналитической, физико-химической и физической; 2) Керамический Отдел; 3) Отдел вяжущих веществ; 4) Сырьевой Отдел; 5) Стекольно-Эмалевый Отдел со стекольной и эмалевой секциями; 6) Отдел Механ.-Строительн. Исследований; 7) Отдел Тепло-Силового Хозяйства с секцией промышленных печей и термической секцией; 8) Художественное Бюро.

[1]) Анал. 2. Th. Liweh, Zeit. Kryst. 7,574 (1883).
Анал. 3. L. Brugnatelli Zeit. Kryst. 13,160 (1888).

За истекший период с 1/X—25 г. по 1/X—26 г. всеми перечисленными отделами выполнен целый ряд текущих и плановых работ, перечень и краткое содержание которых помещается ниже.

I. **По Физико-Химическому Отделу.** 1) «Об условиях осаждения $Al(OH)_3$ аммиаком и об определении Al_2O_3» (Л. Н. Муравлев и О. В. Красновский). Работа эта является частью большой плановой работы по выработке ускоренных методов химического анализа силикатов. Рядом опытов установлены условия, вызывающие растворение аммиаком $Al(OH)_3$ при осаждении полуторных окислов. При соответствующей концентрации аммиака (определяемый по метил-роту) как в осаждаемом растворе, так и в промывной жидкости, можно совершенно избежать растворения алюминия и прохождения его в фильтрат. Результаты работы в форме статьи приняты для напечатания в одном из ближайших номеров «Журн. Химич. Промышленности за 1926 г. и в «Zeitchr. f. analyt. Chemie».

2) «Определение реакции глин и каолинов» (П. Н. Григорьев). Как известно, для так называемой реакции глин до сих пор не установлена общепринятая методика определения. Выполненной работой установлены практические указания для производства определения реакции глин, являющейся, вообще говоря, величиной довольно условной. Работа напечатана в «Сборнике экспериментальных работ по глинам», изд. Н. Т. У.

3) «Анализ глазурной фритты сложного химического состава» (П. Н. Григорьев). «Керамика и Стекло», № 4. 1926 г. В работе исследуется частный случай анализа весьма сложной комбинации, составляющих фритту компонентов. Поскольку в существующей аналитической литературе не имеется исчерпывающего систематического пособия для производства анализа эмалей и глазурей, постольку разбор всякого сложного случая может представлять известный интерес. Институт Силикатов ставит своей задачей, путем накопления аналитического материала, пополнить существующий пробел и облегчить работу химика, работающего по анализу эмалей и глазурей. С этой целью недавно составлено (П. Н. Григорьев и Л. Н. Муравлев) небольшое руководство.

4) «Методы исследования сырья, фритт и готовых изделий эмалировочного производства». Печатание предполагается в «Сборнике по Эмалям».

5) «Сравнительная характеристика методов механического анализа глин по способу Шене и Сабанина» (А. В. Глухарев). В целях устранения и согласования противоречивых результатов, получаемых по этим двум способам, были поставлены параллельные опыты с различными видоизменениями и дополнениями. Выяснены причины получения не сходящихся результатов, определена некоторая закономерность в параллельных определениях по обоим способам и отмечены преимущества и выгодность того и другого.

6) «Последовательный ход химического анализа силикатов, карбонатов, сульфатов» (Л. Н. Муравлев). Напечатано в виде схематических таблиц, дающих возможность легко и быстро находить все необходимые указания для производства полного химического анализа всех исходных материалов силикатной промышленности.

7) «О сернисто-кислотоупорном бетоне» (П. Н. Григорьев и П. И. Галкин). Изложены все результаты лабораторных работ и заводских испытаний, изготовленных в Институте Силикатов несколько образцов кислотоупорного бетона для обмуровки котлов в целлюлезном производстве. Напечатано в журн. «Бумажная Промышленность» № 2—3, 1926 г.

8) «О кислотоупорных бетонах» (П. Н. Григорьев и П. И. Галкин). Работа является продолжением предыдущей и касается изготовления бетонов, стойких против действия кислот. Напечатано в «Журн. Строительной Промышленности» № 5. 1926 г.

9) Произведена работа (П. Н. Григорьев и П. И. Галкин) по выяснению вопроса о применении Кара-Дагского трасса для производства стекла. Полученные результаты в форме статьи «О применении горных пород для целей стеклоделия» приняты для напечатания в журн. «Керамика и Стекло».

10) Попутно с этой работой в журн. «Минеральное Сырье» № 7—8, 1926 г. напечатана статья «Перспективы использования Кара-Дагского трасса» (П. Н. Григорьев), где приводятся все наметившиеся возможности промышленного применения этого ценного и интересного ископаемого.

11) «О водоустойчивсти глин» (проф. Б. С. Швецов и К. Г. Елшанкин). Напечатано в «Сборнике экспериментальных работ по глинам». В статье излагаются теоретические обоснования получения так называемых «керамолита» и «керамофазерита» и сообщаются цифровые данные, касающиеся физических

и химических свойств этих двух веществ — продуктов взаимодействия H_2SO_4 и глины.

12) «О действии H_2SO_4 на глины при обыкновенной температуре» (П. Н. Григорьев и П. И. Галкин) является попыткой экспериментального исследования вопроса о получении так называемого «керамолита», открытого проф. Б. С. Швецовым. Работа напечатана в «Сборн. эксперим. работ по глинам».

13) «Глины — как адсорберы» (П. Н. Григорьев) «Журн. Химич. Промышлен.» № 5. 1926 г. В статье приводятся все результаты работы Института Силикатов по исследованию поглотительных свойств русских глин.

14) «Об определении скрытой теплоты плавления силикатов» (О. К. Ботвинкин) «Керамика и Стекло» № 3, 1926 г. Статья является сводкой всего литературного материала, касающегося способов определения скрытой теплоты плавления силикатов.

15) «Опыты по очистке Глуховской глины путем электрофореза в Г. Э. И. С.» (А. С. Таль). Напечатана в «Сборн. эксперим. работ по глинам» и представляет сводку предварительных результатов работ по электрофорезу глин. Попутно с этой темой затронуто несколько других вопросов, как, напр., об обезжелезении глин физическими способами, о влиянии различных электролитов на скорость осаждения суспензии глин. Результаты этих исследований позволят сделать несколько обобщающих выводов о коллоидных свойствах глинистого вещества.

16) «О свойствах закаленных стекол, применяемых в технике» и «Об явлениях закалки стекол» (Академик П. П. Лазарев) «Журнал Прикладной Физики» т. 3, выпуск 2. Обе статьи излагают содержание работ по исследованию стекол Клингера, изучение которых включено в число плановых тем Института Силикатов.

17) «Об искусственной сушке кирпичей» (П. Н. Григорьев) «Журн. Строит. Промышл.» № 6, 1926 г.

18) «О трещинах на кирпичах и черепице» (П. Н. Григорьев и П. И. Галкин) сдано в печать для «Журн. Строит. Промышлен.». Обе статьи освещают и тот, и другой вопрос с точки зрения физико-химических законов и утилитарно-практического подхода.

19) По предложению Н. Т. У. написана и помещена в «Торгово-Промышленной Газете» популярная статья «Механизация стекольной промышленности» (П. Н. Григорьев) 3/I—1926 г.

20) Для «Журн. Хим. Пром.» дан ряд отзывов о выходящих новых книгах *по теоретической химии и химической технологии* (П. Н. Григорьев), а также прореферировано до 80 статей по различным вопросам силикатной промышленности (Л. Н. Муравлев).

Текущая повседневная работа выражалась в производстве химических (405) и механических (23) анализов, в даче консультаций и заключений и т. п. для различных Госорганов и промышленных об'единений.

II. По Керамическому Отделу велись работы главным образом технологического характера по обследованию различных глин на пригодность их для кирпичного производства. Накопленный материал дает возможность сделать некоторые интересные выводы по отдельным обследованным районам.

Много внимания уделялось красному и огнеупорному кирпичу, а также динасу как русского, так и заграничного производства. Сводка испытаний динасовых кирпичей, их сравнительная характеристика и технологическая оценка очень интересны и показательны.

Выработана методика испытания фарфоровой посуды (П. И. Галкин и И. И. Сильвестрович), могущая служить в качестве приемочной инструкции.

В связи с актуальным в стекольной промышленности вопросом об огнеупорном припасе, составлена программа работ по изучению шамотовых масс для изготовления брусьев стекловаренных печей.

Выработана программа работ по исследованию базальта для изготовления изоляторов.

Из исследовательских работ необходимо отметить изучение явлений, наблюдаемых при обжиге кирпича. Статья «Увеличение об'ема глины при обжиге (П. И. Галкин) напечатана в «Сборнике экспериментальных раоот по глинам».

Кроме того, Отдел в лице П. И. Галкина принимал участие в некоторых исследовательских работах, отмеченных по Физико-Химическому Отделу.

III. По Отделу вяжущих веществ дано несколько заключений по обследованию сырья на пригодность для изготовления из него партланд-цемента.

Начаты и ведутся исследовательские работы:

1) «Определение растворимости SiO_2 в зависимости от степени измельчения» (А. И. Коршунова).

2) «Изучение генеративного сжигания углерода в процессе обжига цемента при введении углерода в сырьевую смесь и шлямм» (В. Н. Юнг и С. М. Раяк).

IV. По Сырьевому Отделу производились исследования сырьи различных районов и месторождений. Огнеупорные глины Чардахлинского района были изучены в отношении химического состава и температур плавления. Статья (С. Д. Четверикова) об этих глинах напечатана в «Сборнике экспериментальных работ по глинам». Собран систематический послойный коллекционный материал образцов песков для стекольного производства в районах: Люберецком, Пушкинском, Саблинском, Гусь-Комбинатском, Мальцевском, Зубцовском и Часов-Ярском. После химического исследования будет установлена соответствующая маркировка сырья для «Продасиликата». Исследованы месторождения цементных мергелей района Кавтис-Хеви в Грузии.

В Трудах Государственного Экспериментального Института Силикатов (выпуск 22) напечатаны, во исполнение задания Президиума ВСНХ, две статьи: Д. В. Соколова «О трассах Кара-Дага в Крыму» и Б. С. Швецова «Отчет о командировке на Кара-Даг осенью 1925 г.».

Отделом дан ряд отзывов и заключений по вопросам о месторождениях различных ископаемых.

Продолжалось изучение микроструктур динасовых кирпичей, бокситовых стекол и т. д.

За истекший период напечатаны следующие работы:

1) А. В. Фиолетова «О активной SiO_2 в глинах»—в «Сборнике экспериментальных работ по глинам».

2) Н. Н. Смирнов «К микроструктуре динаса и шамота»—в Трудах Г. Э. И. С., вып. 18; «Подмосковные кирпичные глины, вып. 19; «К микроструктуре силикатного кирпича», вып. 20; «К микроструктуре расстеклованных стекол», вып. 23.

Кроме того, Отделом произведено несколько десятков анализов различных образцов силикатного сырья по заданиям различных учреждений.

V. По Стекольно-Эмалевому Отделу производились систематические испытания качества продукции стеклянных изделий, анализы сырья, готовой продукции и включений. Отдел принимал также участие в выработке стандартной химической посуды, в обсуждении проекта опытной стекловаренной печи и в разработке плана работ по маркировке сырья для стекольного производства по заданию «Продасиликата».

По Эмалевой Секции продолжалось изучение эмалей на металле. С этой целью производились анализы эмалевого сырья (12 образцов) и испытания готовых эмалевых изделий (222 образца). Сконструирован аппарат для механического испытания эмаль-изделий на удар (А. В. Филиппов и Н. И. Самсонов). Подобрана шкала для определения белизны эмалей по Оствальду, которая нашла широкое распространение в промышленности. Были обследованы Людиновский и Песоченский заводы «Мальцкомбината» с целью проведения опыта контроля производства, разработки на месте методики сортировки изделий и отборки образцов сырья и продукции для испытания в лаборатории Г. Э. И. С. (Л. Н. Муравлев). Подготовлен для печати литературный материал так называемого «Сборника по эмалям», состоящего из статей по вопросам эмалировочного производства из области новейших достижений. Организованы шестимесячные курсы при Ленинградском Технологическом Институте (проф. Юрганов), для подготовки мастеров для эмалировочного производства. В отчетном году уже закончили свои занятия 5 человек, командированные «Мальцкомбинатом» и «Гозачуглавом» и получившие хороший отзыв от заводской администрации. Институт принимал активное участие в работах Особого Совещания по качеству продукции при Президиуме ВСНХ СССР, в результате чего разрешен вопрос о ликвидации секретничества в эмалевом производстве, а местом хранения материалов и рецептуры установлен Институт Силикатов.

VI. По Отделу Механико-Строительных Исследований продолжалось дальнейшее оборудование необходимыми приборами лаборатории по испытанию строительных материалов. Вместе с установкой приборов для повседневных испытаний установлен также прибор для определения водопроницаемости растворов с «церезитом». Было заготовлено несколько десятков плиток различного диаметра и различной толщины с разным количеством церезита в цементном растворе. Испытания производились давлением воды от 1 до 3 атмосфер, продолжительностью от 10 мин. до 48 часов (С. А. Глебов и С. Н. Боков). Под наблюдением и при участии Отдела на Опытном заводе Г. Э. И. С. в г. Подольске производилась заготовка нормального песка из г. Вольска (В. В. Суровцев). Текущие испытания портланд-цементов выразились цифрой 96 шт., роман-цемента — 6, известково-пуццолановых цементов — 3. Образцы присылались от 22 цементных заводов. Было произведено также большое число испытаний на раздавливание строительных кирпичей (560),

огнеупорных (266), известково-песчаных (68) и кирпичей цементных (16). По специальному заданию Керамического Отдела для технологических испытаний глин было раздавлено 911 обожженных кубиков.

В журнале «Строительная Промышленность» за истекший год было помещено несколько статей сотрудников Отдела (проф. Н. К. Лахтина, инж. В. В. Суровцева и С. А. Глебова) по вопросам испытания и исследования строительных материалов.

VII. По Отделу Тепло-Силового Хозяйства. Одной из плановых работ Отдела за истекший год явилась проблема использования подмосковного угля для обжига огнеупорных кирпичей. С этой целью был разработан детальный проект отражательной печи с подогревом вторичного воздуха для обжига огнеупорных изделий на подмосковном угле; выработана специальная конструкция топки и спроектирована комбинация 4 таких печей, дающая возможность наиболее рационального использования тепла и заменяющая многокамерные печи непрерывного действия. Построенная по этому проекту печь на Щекинском Керамическом заводе «Москвугля» показала, помимо экономии топлива на 33%, также и значительное сокращение времени (К. И. Шарашкин и Д. Н. Смирнов). На Черемушкинском заводе «Моссиликата» проведены опыты по применению средних торговых марок подмосковного угля для обжига красного строительного кирпича в печах Гофмана, и установлена экономическая целесообразность замены донецкого угля подмосковным (Д. Н. Смирнов). Обследование причин и условий оплавлений обмуровки, образования натеков и других разрушений нефтяных котельных топок на силовой электрической станции «Азнефти» в Баку показало следующее: Оплавление кирпичей является результатом воздействия на них при высокой температуре щелочно-содержащей золы в атмосфере водяных паров; более кислые кирпичи (марки «*SR*») страдают значительно сильнее. Для предупреждения всех этих нежелательных явлений необходимо устранить ударное действие факела на стенки котла (М. Г. Степаненко и Д. Н. Полубояринов). По согласовании со стекольным отделом разработан проект опытной газовой регенеративной стекловаренной печи на 1 горшок (20 *кг*) для варок стекла и для термического изучения процессов плавки различных силикатов (М. Г. Степаненко).

Разработана конструкция и проведены предварительные опыты по устройству электрической печи для определения плавкости огнеупорных материалов, пригодной как для работы на трехфазном, так и на постоянном токе, с двумя вольтовыми дугами и прямоугольным графитовым муфелем (К. И. Шарашкин и С. П. Добровольский).

Проделано большое количество лабораторных работ. По плановому обследованию определено 48 плавкостей динаса, тальковых кирпичей, эриванского обсидиана для определения его пригодности в стеклоделии, около 200 испытаний динасовых, шамотовых, кварцеглинистых кирпичей, огнеупорных глин и шамота по заданиям промышленности (Д. Н. Полубояринов). Разработана и построена опытная вращательная газовая печь для сплавления фосфатов по заданию Института по удобрениям, а также спроектирована и испытана трехэтажная муфельная печь для обжига керамических изделий в керамической лаборатории Института. Для «Москвугля» сконструирована стилажная сушилка с типовым расчетом на пользование нисходящим движением воздуха.

Весьма большое количество консультаций, экспертиз, заключений и обследований было произведено отделом по предложениям различных учреждений и госорганов. Из них можно отметить некоторые, наиболее интересные. Керамическому заводу «Москвугля» дана консультация по производству огнеупорного кирпича, изменения формовки и депрессовки. Тульской конторе «Москвугля» были даны указания по постройке известково-обжигательной печи на подмосковном угле. Составлен подробный ответ по запросу Донбасса о конструкциях печей в кирпичном производстве и отвечено Промбюро Урала относительно устройства и эксплоатации различных систем сушилен для кирпичей. Обследовано производство и сырье Тамбовского кирпичного завода и даны инструкции и консультация по исправлению дефектов производства. Даны подробные сведения о типах новейших земляных и зигзагообразных печей и даны консультации Центробумтресту о постройке кирпичного завода временного типа в гор. Калуге.

Отдел принимал участие докладами в различных Совещаниях и С'ездах. На IV Всесоюзном С'езде промышленности строительных материалов проф. Шарашкин сделал доклад на тему «Перспективы использования подмосковного угля в производстве строительных материалов» и в Комиссии по унификации методов лабораторного исследования топлив при Бюро Теплотехнических С'ездов СССР. — «О терминологии и методах испытания твердого топлива».

В № 4 — 1926 г. журнала «Керамика и Стекло» напечатана статья проф. К. И. Шарашкина: « О причинах разрушения высоковольтных изоляторов».

VIII. По Художественному Бюро. Все работы Бюро можно сгруппировать по следующим пунктам:

1) Выработка новых материалов для художественной обработки керамических изделий.

Выработана палитра ярких цветных декоративных глазурей малого огня (600 — 800°). Подобраны 6 флюсов, наиболее подходящих для обнаружения цвета красителей: *CoO*, *CuO*, MnO_2, $UrO_2(NO_3)_2$, Fe_2O_3, $PbCrO_4$ и K_2CrO_4. При этом выяснено влияние состава флюса на силу цвета красителя.

Подобрано несколько белых и цветных эмалей для железа. Выработаны декоративные белые и цветные эмали без грунта хорошего розлива и достаточно прочно связанные с металлом.

2) Произведено несколько испытаний художественных материалов и совместо с Эмалевой Комиссией выработана и издана шкала серых цветов для определения белизны фарфора, фаянса, эмалей и др. материалов.

3) Изучение и рационализация форм посуды. Произведена большая плановая работа (по заданию Центро-Фарфортреста) по изучению форм хозяйственной и бытовой посуды с целью замены их новыми, отвечающими бытовым особенностям рынков СССР. Для теоретически-методологической разработки: выработана номенклатура частей и классификация форм посуды, проверен метод рационального построения ручек, разработано так называемое модульное построение посуды, установлена шкала геометрически построенных кривых для профилей посудных форм. В дополнение к перечисленным работам собрана литература по вопросу о современных достижениях в области рационализации форм посуды. Произведено лабораторное обследование 195 образцов фарфоровой посуды и совершено две поездки на фабрику для изучения форм посуды в процессе производства. Изучены формы кустарной посуды в стадиях ее точки на токарном станке и изменения внутреннего и наружного профиля и толщина черепа с установлением технологической номенклатуры для отдельных промежуточных моментов работы. Спроектированы и исполнены модели новых форм посуды, ослабляющие колкость посуды, дающие экономию в производстве и ряд улучшений при пользовании посудой.

4) Изучение художественных требований рынков. Для изучения художественных и бытовых особенностей средне-азиатского рынка фарфоро-фаянсовых изделий произведено художественно-технологическое обследование туземно-кустарной керамики из крупных центров Узбекистана и дана характеристика как в отношении формы и рисунка, так и техники производства.

5) Формы и рисунки строительной керамики. С целью нахождения наиболее целесообразных форм изразцовой печи для современного рабочего поселкового строительства исполнены модели форм печей, как старых, так и новых, дающие возможность сравнительной оценки разных типов этих форм. Выработан ускоренный метод получения просвечивающих рельефных изображений-литофаний.

6) Фотографические работы. Фотографией все время производились макро-и микро-с'емки, применявшиеся во всех Отделах Института, как один из методов изучения и как фиксация работ, выполняемых в Институте. За отчетный период исполнено 280 негативов и около 2 000 позитивов.

П. Григорьев.

В Институте по удобрениям.

1/IX—26 г. состоялся доклад проф. В. П. Кочеткова на тему: „Минеральные удобрения, урожай и рентабельность" (в свекло-сахарном хозяйстве).

Докладчик выявил экономику применения минеральных удобрений, сообщил ряд перспективных данных и наметил мероприятия, которые необходимо провести в срочном порядке для рационализации применения удобрений в сел.-хозяйствах Сахаротреста (опыты в разных почвенных и климатических условиях, организация гос. кредита на удобрения и пр.).

8/IX—26 г. состоялся доклад С. Н. Матвеева — „Сводка результатов опытов по применению минеральных удобрений в Нижегородской губ.". *Работа в скором времени имеет выйти из печати в „Трудах Н. И. У.".*

6/X и 13/X — 26 г. состоялись два тесно связанные между собою доклада Д. В. Дружинина,—на темы: „Действие извести и фосфорита на почвенные процессы и урожай растений" и „Свойство почв в связи с действием извести и фосфорита".

Практические выводы из докладов следующие: 1) На подзолистых почвах при обеспечении их минеральным азотом можно быть смелым в выборе фосфорнокислых удобрений. 2) При удобрении почв азотом, фосфором и калием для определения дозы извести метод Гедройца (для учета обменной кислотности) может служить надежным

критерием в смысле минимального количества извести. 3) На неудобренные или удобренные навозом почвы лучше вносить сразу большие количества извести, которые в течение долгих лет (не менее 10 и до 25 лет) будут оказывать свое благоприятное действие.

20/x—26 г. П. И. Преображенский сделал доклад „О результатах разведок текущего года Соликаменного месторождения". Ввиду того, что большая часть фактического материала о разведках уже освещена в печати в статьях П. И. Преображенского и Н. А. Шадлуна (см. „Минеральное сырье", 1926, № 10—11), изложение ее здесь опускается. На очереди—вопросы прежде всего дальнейшей разведки и исследования солей, закладка шахты, а также выяснение потребности страны в калиевых солях и изучении их технологии. В настоящее время только $^1/_{10}$ часть всего добываемого в мировом масштабе калия идет на различные нужды фабрично-заводской промышленности, все остальное поглощает сельское хозяйство для удобрения полей. Институту по удобрениям предстоят многочисленные задачи в разрешении ряда вопросов, связанных с организацией в СССР калийной промышленности и, в первую очередь, агрономическое испытание Союзных калийных солей, выявление потребности в них и изучение ряда технологических вопросов.

В обмене мнений по докладу подчеркивалась важность ведущихся в Н. И. У. работ по сводкам результатов применения минеральных удобрений в разных районах СССР. Проф. Д. Н. Прянишников подчеркнул потребность в калийных удобрениях культур: льна, клевера, лугов, картофеля и люпина.

27/x—26 г. состоялся доклад проф. Е. Е. Успенского на тему: „Современное состояние вопроса о возбудителях роста".

Последние работы в области изучения вопроса о возбудителях роста—стимуляторах убеждают лишь в том, что вопрос этот является весьма спорным и до настоящего времени далеко не выясненным.

3/xi—26 г. состоялся доклад Б. А. Голубева „Об условиях взаимодействия между почвой и фосфоритом".

Основные выводы доклада таковы: 1) Водородный ион (по Гедройцу)—недостаточно определенная реакция на фосфорит. 2) Определяющими условиями являются насыщенность почв и емкость поглощения. 3) Гидролитическая кислотность сама по себе не является решающим условием.

Заседания Совета Н. И. У. 10, 17 и 24/xi—26 г. были посвящены обсуждению планов и программ работ по Отделам и Подъотделам Института. Эти программы имеют быть напечатаны отдельно.

1/xii состоялись доклады: 1) Н. П. Ремезова на тему: „Влияние известкования на динамику почвенных процессов" и 2) Н. П. Ремезова и П. Н. Кошелькова на тему: „Наблюдения над динамикой почвенных процессов в опытах с фосфоритованием".

Совместное внесение извести и навоза резко повышает нитрификационные процессы в почве, увеличение дозы извести еще более благоприятствует этому процессу, тогда как увеличение дозы навоза не отражается на количестве нитратов. Внесение фосфоритовой муки повышает содержание в почве нитратов. Моменту наибольшего содержания нитратов соответствует момент уменьшения содержания воднорастворимой фосфорной кислоты.

8/xii—26 г. состоялся доклад М. К. Домонтович на тему: „О взаимодействии растений и малорастворимых фосфатов".

15/xii—26 г. состоялся доклад А. В. Казакова и Н. В. Овчинникского на тему: „Опыты обогащения фосфоритовых руд Егорьевского месторождения" (предварительный доклад). Общие выводы: из данных обследования мойки № 2 А фосфоритового слоя, в условиях нормального (для данной конструкции) производственного процесса, следует отметить: Производительность бутары 8,5—8,8 $м^3$ в час рудоносной породы при 5,2 кратном объемном расходе воды и 36 кр-ном по весу выходе концентратов >4 *мм*. II. Метод эксплоатации и обогащение *Rz* фосфоритового слоя:

При эксплоатации *Rz* фосфор. слоя, мощностью в грунту 0,37 *м*, как это имело место на Егорьевском руднике в сезон 1926 г., далеко не использованы природные возможности, так как при этом мы имеем продуктивность сырого концентрата (>4 *мм*) лишь в 225 *кг/м*^{2} (или 62 пд./*с*^{2}). Между тем как опыты Н. И. У. дифференциальной выемки *Rz—aq* фосфатной серии по горизонтам и их мойки на механическом грохоте, показали рациональность эксплоатации этой толщи мощностью даже до 1,10 *м*, что дает выход сырого концентрата (>5 *мм*) в 34 % по объему и суммарную продуктивность концентрата в 590 *кг/м*^{2}—(164 пд./*с*^{2}), т.-е. в 2,6 раза выше рудничного приема.

Опыты дифференциальной промывки на грохоте с отверстиями $=5$ *мм* дали:

			Продуктивность:
Rz надплитниковый слой	0,34 *м*, мощн.	29,5% по объему	155 *кг/м*^{2} (43,0 пд./*с*^{2})
Rz плитняк	0,20 *м*, „	48,5% „ „	161 *кг/м*^{2} (44,5 пд./*с*^{2})
Aq подплитняковый слой	0,56 *м*, „	22,5% „ „	195 *кг/м*^{2} (55,0 пд./*с*^{2})

Утилизация *Prt* эфелей (0—4 *мм*) от рудничных моек. 1. Из рудничных эфелей (0—4 *мм*) добавочной сортировкой возможно выделить до 23% по весу сырых концентратов состава от 24,2 до 26,4— P_2O_5, заключающих в себе 55% всей содержащейся в эфелях кислоты.

Вышеуказанная утилизация рудничных эфелей позволяет увеличить полезную продуктивность эксплоатируемого *Prt* фосфоритового горизонта с 59 до 92 пуд./$с^2$ сырого мытого фосфорита (или с 55 до 81 пд./$с^2$ в пересчете на сушеный фосфорит), т.-е. увеличить на 56% по сырому, или же на 47% по сухому фосфориту. 3. Вышеуказанная сепарация концентратов облегчает работу центробежного насоса по перекачке эфелей (мойка № 2) и уменьшает загруженность эфелями района мойки № 1. 4. Для практического разрешения вопроса в технo-экономическом освещении необходимо: а) проверка выходов и хим. состава концентратов в опытах на больших массах для чего с рудника взято в Н. И. У. для зимней работы 5 бочек средней пробы эфелей с мойки № 1. б) выбор подходящего обогатительного аппарата (грохот, лента, логвашер, классификатор Дорра). в) учет экономики и проект производственной установки.

Опыты промывки *Prt* руды „усиленной мощности". Опыт мойки на бутаре руды мощностью в грунту 0,73 *м* дал выход концентрата 4 *мм* в 24% по объему и продуктивность сырого концентрата в 90 пд./$с^2$ (вместо обычных для рудничной работы 50—60 пд. ($с^2$). Эти данные в общем совпадают с ранее опубликованными данными и заставляют вообще пересмотреть эксплоатацию *Prt* руды на Егорьевском руднике, в сторону выемки ее большой мощности и утилизации эфельных фракций, а также определения наиболее выгодной эксплоатационной мощности *Prt* пласта.

Характеристика работы опытного поперечно-качающегося грохота на *Rz Prt* руде.

	Пронзв. грохота в час		То же на 1 $м^2$ поверх.		Расход воды условно нормальный
	Породы $м^3$	Концентр. >5 *мм т*	Породы $м^3$	Концентр. >5 *мм т*	
Rz руда средн. проба колонки мощн. 1,1 *м* [1]) . .	12	4,4	5	1,8	1,5 кратный
Prt руда рудничной добычи 1926 г.	8	—	3,3	—	1,5 „

Председатель, проф. Э. В. Брицке отметил, что программа указанных опытов уже обсуждалась и увязана с Сев. Хим. Трестом. К концу года мы должны получить цифры, на которых в широком масштабе могла бы опираться промышленность.

22/XII состоялся доклад С. А. Ремизова и К. А. Калининой на тему: „Южная граница применения фосфоритов на черноземе по полевым и вегетационным опытам 1926 г.".

1. По полевым опытам 1926 г. границей применения фосфарита следует считать обыкновенный чернозем, где заканчивается действие как нерастворимых, так и растворимых фосфатов. 2. Вегетационные опыты этого года показывают, что граница действия фосфорита лежит около перехода от обыкновенного чернозема к южному.

29/XII—26 г, С. Вольфкович и Р. Ремен сделали доклад на тему: „О гигроскопичности азотнокислого аммония и его смесей".

1. Недостаточная ясность существующих представлений о природе гигроскопичности и отсутствие опытных данных для ряда свойств азотнокислого аммония делают до сих пор недостаточно обоснованным и невозможным применения теоретических положений и закономерностей, установленных в смежных областях физико-химии, для решения практической задачи о степени и скорости поглощения влаги. Это обстоятельство вызывает необходимость специального экспериментального изучения гигроскопичности NH_4NO_3, как функции от: а) упругости паров растворов NH_4NO_3 и воздуха, б) температуры NH_4NO_3 и воздуха, в) величины поверхности, поглощающей влагу, г) скорости движения воздуха и др. менее важных факторов.

2. Произведенное в настоящей работе опытное лабораторное изучение процесса поглощения азотнокислым аммонием влаги установило в пределах, интересных для технологии и товароведения NH_4NO_3, зависимость скорости и степени его гигроскопичности от изменений температуры и влажности окружающего воздуха. В изученных условиях разницы в скорости поглощения влаги, в зависимости от изменений температуры

[1]) В общем *Rz* руда, взятая суммарной колонкой, легко и быстро промывается. Полуторократарный (по объему) рас. воды на грохоте с отверстиями в 5 *мм* достаточен (т.-е. в 3 раза меньше, чем расход на рудничной бутаре).

(от — 10° С до + 20° С) не наблюдалось. В этом температурном интервале, при средней относительной влажности воздуха от 69 до 84%, азотнокислый аммоний не поглощает влаги из воздуха. С возрастанием относительной влажности воздуха от 84 до 100% скорость поглощения влаги сильно увеличивается, достигая в описанных выше условиях, при насыщении воздуха водяными парами, уже на 10-ые сутки хранения полного перехода NH_4NO_3 в раствор. В тех же условиях, при относительной влажности воздуха = 84%, NH_4NO_3 не обнаруживал гигроскопичности.

3. Исследование скорости поглащения влаги тремя полиморфическими модификациями NH_4NO_3 показало, что в условиях насыщения воздуха водяными парами, наиболее стабильной в отношении гигроскопичности является модификация ν, а наиболее гигроскопичной—модификация ϱ. В изученных условиях разница между скоростями поглощения влаги различными модификациями NH_4NO_3 не превышала 15%.

4. Серия опытов, поставленная для изучения влияния смешения азотнокислого аммония с др. веществами (с хлористым калием, хлористым натрием, сернокислым аммонием, карналлитом, фосфоритом, костяной мукой, суперфосфатом, преципитатом-дикальций фосфатом, гипсом и ангидритом) показала, что в изученных количественных соотношениях и условиях наибольшей гигроскопичностью обладали смеси NH_4NO_3 с $NaCl$ и NH_4NO_3 с карналлитом (они поглощали влагу даже несколько быстрее, чем в тех же условиях один NH_4NO_3), а наименьшей—смеси NH_4NO_3 с KCl и NH_4NO_3 с $(NH_4)_2SO_4$. Смеси NH_4NO_3 с фосфорнокислыми удобрениями, гипсом и ангидритом по гигроскопичности оказались стоящими между вышеупомянутыми смесями и в испытанных количественных соотношениях почти не отличались друг от друга. Наилучшими физическими свойствами обладала смесь NH_4NO_3 с KCl.

5. Сравнение скоростей поглащения влаги смесями NH_4NO_3 с KCl, $NaCl$, $(NH_4)_2SO_4$ и карналлитом, взятыми в твердом состоянии, со скоростями поглощения влаги смесями растворов, показало в начале близость соответствующих кривых; с течением времени данные все больше расходились, при чем в случае смешения растворов солей, по сравнению со смесями твердых веществ, наблюдалась пониженная на 10 – 24% гигроскопичность.

6. Макро и микроскопические, а также термометрические исследования смесей NH_4NO_3 с др. веществами, взятыми в твердом состоянии, показали, что в смесях NH_4NO_3 с KCl, $NaCl$ $(NH_4)_2SO_4$, суперфосфатом и ангидритом, химические реакции взаимодействия между составными частями действительно происходят, однако, весьма медленно и в небольших размерах: в смесях NH_4NO_3 с остальными исследованными веществами реакции взаимодействия не наблюдались.

7. Исследование скорости поглощения влаги хемически-чистыми KCl, $NaCl$, $(NH_4)_2SO_4$, NH_4Cl, $NaNO_3$, KNO_3 и карналлитом показало, что гигроскопичность изучавшихся смесей в твердом виде в течение первых дней хранения близка к аддитивности по отношению к гигроскопичности смешиваемых веществ. Затем скорость поглощения влаги смесями начинает замедляться, отставая от той скорости, которую можно было бы ожидать при аддитивности гигроскопических свойств.

8. Опыты, произведенные для ответа на вопрос, не вытесняется ли после смешения NH_4NO_3 с веществами, содержащими соединения кальция, аммиак, показали, что в температурном интервале от 18° до 140° С, при нейтральной реакции смесей, потерь аммиака не происходит.

9. Для уточнения, обобщения и расширения полученных результатов необходимо: исследование гигроскопичности NH_4NO_3 в более широком интервале; при разных степенях константной влажности окружающего воздуха, расширение числа примешиваемых веществ и испытание некоторых новых технологических приемов обработки NH_4NO_3, и его смесей с др. веществами.

С. П. Лебедев.

КЛУБ ГОРНЫХ ДЕЯТЕЛЕЙ. Заслушав 21-го мая 1926 г. доклад инж. С. А. Подъяконова—О положении работы на Алданских золотых промыслах, Клуб Горных Деятелей вынес следующую резолюцию:

Признать, что:

1) Организацию Треста «Алданзолото», как нового крупного Государственного предприятия, можно считать законченною. 2) Технические работы производятся правильно и целесообразно, при чем получаются благоприятные результаты. 3) Месторождение золота следует признать благонадежным. 4) В снабжении населения констатировать значительное улучшение. 5) Урегулирован порядок предоставления делянок для эксплоатационной разведки. 6) Производственная программа, намеченная Трестом на 1925—26 г., выполнена по 1-е мая и за всю операцию может быть выполнена с некоторым превышением. 7) В виду результатов разведки признать совершенно своевременным приступить к конкретным мероприятиям по механизации района, а именно: к сооружению гидроэлектрической станции на 500 *kw* на устье ключа Незаметного для снабжения энергией драги, механических и электрических установок на приске Незаметном и для питания экскаваторной установки по р. Ортосале, а равно к приобретению комплекта опытной экскава-

торной установки, рассчитанной на добычу и промывку 97 *куб. м* в час 8) Совершенно необходимо продолжение разведочных работ в следующем операционном году без всякого снижения их темпа для выяснения дальнейших промышленных перспектив Алданского золотоносного района. 9) Необходимо скорейшее разрешение вопроса о наилучших путях сообщения, без чего сильно задерживается развитие золотого промысла в Алданском районе. 10) Старательская система разработки золотых россыпей, основанная на живом мускульном труде, совершенно неизбежная при возникновении золотого промысла в отдаленных районах, должна быть Трестом постепенно изжита, вследствие ее крайней невыгодности для Государства, и заменена механическими приемами разработки.

Заслушав и обсудив 28-го мая 1926 г. доклад инж. Н. С. Михеева — «Новинки асбестового дела», Клуб Горных Деятелей вынес следующую резолюцию: 1) Принимая во внимание, с одной стороны, выдающиеся по размерам запасов и качеству ресурсы асбеста в СССР, а, с другой — определившуюся заграничною практикою чрезвычайную важность и широту применений асбеста в современной технике, признать крайне желательным возможно интенсивное развитие добычи русского асбеста и его внедрение в обиход нашего народного хозяйства. 2) Из новых производств асбестовых изделий, которые весьма желательно было бы организовать в СССР, следует отметить производство асбестовых тормазных и электроизоляционных лент, а равно асбоцементных труб, фанеры и др. строительных материалов. 3) В виду больших трудностей, связанных с организацией в СССР вышеназванных новых производств, признать целесообразным привлечь, по возможности, к созданию их концессионный капитал.

Заслушав и обсудив на заседании от 4-го июня 1926 г. доклад И. А. Шапиро — «Условия развития графитовой промышленности в СССР», Клуб Горных Деятелей вынес следующую резолюцию: 1) Учитывая множество месторождений графита, находящихся в Сибири и др. частях СССР, признать наши ресурсы по графиту настолько значительными, что эксплоатация их может привести к созданию самостоятельной графитовой промышленности, которая способна обслуживать не только внутренний, но и внешний рынок. При этих условиях мы можем совершенно прекратить импорт иностранного графита. 2) Причины слабого развития графитовых предприятий, возникавших в дореволюционное время, заключаются, главным образом: а) в игнорировании научно-технической стороны дела, б) в разработке месторождений без достаточного их исследования и в) в неблагоприятных условиях конкуренции с привозными графитовыми продуктами. 3) В настоящее время положено начало рациональной добыче русского графита путем организации Акц. О-ва «Руссграфит», имеющего в своем составе главных внутренних потребителей графита (Электро-Трест (ГЭТ) и Мосполиграф), а также Институт Прикладной Минералогии, занимающийся всесторонними исследованиями по графиту. О-во это приступило к эксплоатации одного из крупнейших наших месторождений графита — Курейского, в Туруханском крае, в Сибири, руководствуясь научными методами в деле постановки разведки и разработки месторождения, а также организации механического обогащения графита. 4) Интересы успешного развития нарождающейся таким образом в СССР графитовой промышленности требуют, прежде всего, возможно скорого завершения исследовательских работ, начатых вышеназванным Институтом, по измельчению и обогащению графита, на основании которых можно было бы начать выпуск графита тех качеств, какие требуются и внутренним, и внешним рынками. 5) Для возможно широкого внедрения русского графита внутри СССР необходимо параллельно приступить к планомерной организации при соответственных предприятиях производств из него графитовых изделий, а именно: тиглей, электродов, красок, смазок и т. д., с тем, чтобы постепенно совершенно освободиться от зависимости в этой области от заграницы. 6) В отношении экспорта русского графита, во избежание распыления и без того недостаточных сейчас средств и технических сил, а также в видах правильной организации экспорта в смысле установления стандартов и т. п., необходимо сосредоточение дела в руках одной организации, наиболее для этого подготовленной. Неорганизованные выступления на внешнем рынке случайного характера не должны допускаться.

П. М.

Рефераты, обзоры и отзывы.

Iones, W. R. Tin—fields of the world. London, 1925, 423 p. w. 83 fig.

Как указывает автор в предисловии, минуло уже 20 лет со времени издания сводного труда о месторождениях олова; тогда добыча этого металла в Боливии едва начиналась. Нигерия и Ю. Африка, теперь важные производители олова, не были еще в списке последних; некоторые месторождения Австралии, игравшие тогда большую роль, исчерпали свои запасы; важные методы разработки вторичных месторождений олова не были еще введены, а сведения о генезисе и условиях нахождения этого металла в ряде месторождений, получивших крупное значение, были скудны или даже ошибочны. Поэтому его книга о мировых месторождениях олова пополняет существенный пробел в литературе. Ее содержание таково: гл. I. Металлическое олово, его свойства, употребление, статистика (добычи, ввоза, вывоза, цен). Гл. II. Металлургия олова; способы выплавки общие и в отдельных странах; статистика; извлечение олова, бывшего в употреблении. Гл. III. Оловянный камень, свойства, рынок, статистика; другие минералы олова. Гл. IV. Генезис и условия нахождения соединений олова. Гл. V. Методы добычи оловянных руд из россыпей и коренных месторождений. Гл. VI — X. Описание месторождений в Европе, Азии, Африке, Америке и Австралии. Гл. XI. Библиография; очень полная относительно описания месторождений по странам, добыче, опробованию, обработке, сплавам, статистике. Указатель местностей, авторов и предметный облегчает справки, а 83 чертежа содержат геологические карточки и разрезы главных месторождений. Русские месторождения Вост. Забайкалья описаны очень кратко (в числе европейских), а статистические данные о ввозе олова в Россию кончаются 1915 годом (7949 *m* на сумму в 1.699.996 ф. ст.). Эта книга очень облегчает знакомство с внеевропейскими месторождениями олова, описания которых большею частью трудно доступны, но содержит такие интересные данные о месторождениях Корнуэльса, которые были знакомы нам только по русским и немецким руководствам.

В. А. Обручев.

Чураков, А. Н. О необходимости поисков оловянных руд в Енисейском крае. Поверх. и недра, № 5—6, 1926, стр. 13—25, с 2 картами.

В золотоносных россыпях Сибири вместе с магнетитом и, местами—пиритом, образующими главную массу т. н. шлиха, довольно часто попадаются и другие тяжелые металлы и минералы—платина и ее спутники, оловянный камень, вольфрамит, шеелит, самородная медь, свинец, серебро, монацит и пр., которые упоминались особенно часто в старой литературе в качестве спутников золота, имевших чисто минералогический интерес. Только монацит в россыпях Вост. Забайкалья обратил на себя внимание лет 10 тому назад и произведенные поиски обнаружили уже месторождения его, представляющие практический интерес; затем заинтересовались присутствием висмута в россыпях Кары и Амазара, платины — в косовом золоте Вилюя, а акад. В. И. Вернадский, 10 лет назад, указал на обилие оловянного камня в россыпях Енисейской губ. и на необходимость исследований в виду нашей бедности месторождениями олова. Но война и последующие события затормозили дело. Теперь А. Н. Чураков в реферируемой статье вновь поднимает этот вопрос; на основании изучения старой литературы он намечает в Южно- и Северно-Енисейской тайге ряд пунктов, вблизи которых в россыпях встречался оловянный камень, в качестве вероятных источников последнего и связывает их с контактовой зоной гранитных массивов, являющихся причиной оруденения не только золотом, но и оловом; справки о других спутниках золота в этой местности дополняют характеристику оруденения. Нельзя не присоединиться к выводам автора о необходимости поисков оловянных руд в Енисейской тайге, которая, несмотря на законченное еще 15 лет тому назад детальное геологическое исследование, очевидно, еще недостаточно изучена и в дополнение к добыче золота из коренных месторождений, развивающейся в последнее время, к доработке россыпей, окончательно еще не истощенных, может стать и одним из районов добычи олова.

В. А. Обручев.

Инж.-техн. Б. И. Карачунский. „Магнезит, его добыча, переработка, применение". Изд. Промиздат. 1926. М.—Лнгр., 80 страниц. Ц. 1 р. 75 к.

При нашей крайней бедности литературой по огнеупорным материалам, хочется, еще не открывая, не разрезая приветствовать книжку Б. И. Карачунского. И действительно — с первой фразы мы входим в область вопросов огнеупорных материалов. Но, увы, впечатление от чтения получается очень не однородное. Если принято сначала сказать о хороших сторонах работы, то таковые можно отметить лишь при условии подхода к каждой главе отдельно, независимо от основной и, казалось бы, главной темы работы о магнезите как огнеупорном материале. Такими главами, очень обстоятельно и интересно составленными, являются все, посвященные механической стороне работы: бурение,

взрывные работы, дробилки, элеваторы, мельницы, камерные печи, генераторы, разные вспомогательные механизмы вплоть до вентиляции и пылесосов для охраны здоровья рабочих. Но ведь все эти механизмы и печи отнюдь не являются специфичными для магнезита, вообще, и огнеупорного материала, в частности.

Все это есть общие вопросы механической обработки полезных ископаемых и уделять им три четверти и без того сжатой книжечки, вряд ли можно без ущерба для основной темы. И, действительно, свойствам магнезита, как огнеупорного материла„ уделено крайне мало места, настолько мало, что совершенно невозможно составить представление о поведении магнезита в печи и его взаимодействиях со шлаками. Вообще физико-химическая сторона вопроса в книжке отсутствует и ее можно лишь уловить подготовленному читателю в немногих сведениях чисто практического свойства, касающихся обжига. Автор ни словом не обмолвился о самом больном вопросе в связи с магнезитом—о его переходе в какую-то иную кристаллическую разновидность при обжиге, дающую мелкий порошок магнезита.

Об изготовлении кирпича, даны главным образом, сведения о механической стороне дела. Между тем, вся практика заграничной техники и самое существо вопросов об огнеупорных материалах неоспоримо говорит о том, что здесь мы имеем обширную область проблем физико-химии твердого вещества, проблем, одинаково важных как для техники, так и для чисто научных достижений.

При всякой работе экспериментального характера, выходящей из стен промышленного предприятия, приходится помнить о так наз. „секретах производства", но все же и там бывают достижения, которые должны вноситься в сокровищницу науки, доступной широкому кругу лиц. С этой точки зрения вопрос о полиморфных превращениях магнезита при обжиге остается не решенным, а в книжке Б. И. Карачунского об нем просто не упоминается, а рассказывается о шахтных печах для обжига, как раз о тех печах, которых американцы избегают, т. к. они легко закупориваются при переходе магнезита в рыхлое порошковатое состояние.

Пока мы говорили, главным образом, о том, чего не хватает в книжке. Но и то, что дано, не свободно от возражений. На первой странице в определении понятия „огнеупорности" материала, автор недостаточно полно определяет его, называя лишь температуру и химические воздействия, как разрушающие факторы и не упоминая вообще о сохранении при высокой температуре и под нагрузкой, в силу конструкции и давления загружаемых шихт, строительной прочности материала.

Говоря об огнеупорных материалах, следует помнить, что разрушение материала при колебании температуры происходит не от недостатка механической прочности, а от большого коэффициента теплового об'емного расширения.

На той же первой странице непонятно самое выражение (11 строка снизу): „огнеупорность, во всех случаях, обусловливается твердением(?) при высоких температурах(?.".

На следующей странице температуры плавления огнеупорных окислов даны совершенно неверно. Наиболее точные определения американских лабораторий Buraeu of Standards и Geophysical Laboratory дают следующие цифры:

MgO 2800° С, а не 2500°
CaO 2570° С, а не 2250°
Al_2O_2 2050° С, а не 1900°
SiO_2 1710° С, а не 1810°

Наконец, следует исправить опечатки: на стр. 15 два раза напечатано „диобаз", вместо диабаз; на стр. 16 в верхней строке следует $MgCO_3 \cdot SiO_2$; на стр. 63 в 24 строке снизу в уравнении знаки плюс и равенства следует переставить.

Если снова обратиться к книжке в ее целом, то она несомненно ценна для практика на заводе, изготовляющем магнезитовый кирпич, но не для металлурга.

Н. Яхонтов.

Дюмортьерит, как промышленный минерал. Albert B. Peck. (The Americ. Mineralogist. Vol. 11. № 4. April. 1926).

Автор указывает на то, что открытие больших залежей андалузита в Калифорнии два года тому назад произвело почти революцию в производстве некоторых сортов фарфора.

Но „The Champion Porcelain Company of Detroit, Michigan" не остановилось на этом приобретении и, в поисках еще лучшего материала, для своего производства фарфора, открыла залежь дюмортьерита. Это месторождение находится в Неваде вблизи каньона Лимерик. Сначала были найдены прожилки в массе андалузита и кварца, затем на двух каньонах были найдены валуны, один из них весом до 30 тонн приблизительно; раведочною штольнею удалось пересечь главную жилу дюмортьерита, толщина которой на значительном протяжении достигает 14 ф. и прослежена она на 250 ф.

Типичный характер залегания напоминает собою сланец; массы обнаруживают ясную сланцеватость, по этому направлению легко раскалываются, тогда как в направлении перпендикулярном вещество очень крепко, но раскалывается оно легко. Цвет изме-

няется от светло-розового через темно-розовый до лилового, лавандового и до синего. Вещество царапает стекло, удельный вес меняется, но в общем близок 3.30.

Под микроскопом видно, что порода состоит из очень мелких призматических иголочек дюмортьерита, тесно сросшихся со слюдою (мусковитом). Можно считать в породе мусковита 12—18%, андалузита и кварца, каждого менее 5%. Рутил, в виде мелких зерен, рассеян во всей массе.

Оптические свойства дюмортьерита выражены вполне определенно. Химический состав вещества, после освобождения его от летучего, выражается таким образом:

SiO_2	37,05%	соответствует дюмортьериту	75,33%
Al_2O_3	55,01%		
FiO_2	0,63%	„ мусковиту . .	14,16%
B_2O_3	4,65%	„ избыток SiO_2 (частью кварца)	8,53%
Остальное (sic)	2,66%	„ Остальное (sic)	1,98%

Из этого видно, насколько порода богата дюмортьеритом.

Для керамики, как известно, наиболее существенное значение имеет отношение минерала к высоким температурам.

Дюмортьерит начинает диссоциировать при сравнительно невысокой температуре — около 1250°, даже ниже, образуя при этом, подобно андалузиту, тесную смесь кристаллов мюллита [1]) со стеклом.

При этом наблюдается уменьшение удельного веса и цвет изменяется до чистого белого, но, хотя дюмортьерит диссоциирует при сравнительно невысокой температуре, переходя в смесь мюлита со стеклом, окончательный продукт диссоциации весьма огнеупорен.

При температуре около 1800° С конусы, сделанные из порошка, обнаруживают лишь спекание его без признаков деформации. Чистый белый цвет, получаемый при прокаливании вещества является доказательством чистоты его и ручательством безупречно белого цвета получаемого из него фарфора.

Хотя употребление дюмортьерита для практических целей не выходит пока из стадии опытов, но стало очевидным значение этого минерала, как огнеупорного вещества и как составной части фарфоровой массы [2]). Проф. *С. Ф. Глинка.*

Кларенс С. Росс и Эрль В. Шаннон. Вермикулит и серпентин, с содержанием никкеля из Вебстера, С. Каролина. The Americ. Mineralogist April. 1926. 90—93.

Первый из этих минералов образует линзообразные прожилки, наибольшею длиною около метра и шириною от 2 до 8 *см.* Спутниками вермикулита являются, кроме белого пористого халцедона, светло-зеленый актинолит, бледно-розовый кеммererит и бесцветный хлорит, также серпентин сливочно-белого цвета, содержащий никкель. Для химического анализа № 1 были отобраны пластинки, по внешности похожие на тальк, в среднем, около 4 *мм.* в поперечнике бледного желтовато-зеленого цвета, с перламутровым блеском. Для анализа № 2 был отобран материал, состоящий из пластинок светло-зелено-яблочного цвета, освобожденных отмучиванием от землистых примесей. Анализ № 1 дает результаты:

SiO_2 35.70, Al_2O_3 12.00; Fe_2O_3 3.40; CaO 0.32;
MgO 25.90, NiO 5.34 $H_2O + 120°$ 12.00 } 101.66
$H_2O - 120°$ 7.0 }

Анализ № 2:

SiO_2 34.76, Al_2O_3 14.86, Fe_2O_3 2.74, FeO 0.41,
CaO 0.40 Mgo 18.18, NiO 11.25, $H_2O + 120°$ 12.60
$H_2O - 120°$ 5.20
100.45

Теоретическая формула вермикулита, содержащего никкель, выводится:

$$4\ (MgNi)\ O \cdot Al_2O_3,\ 4\ SiO_2 \cdot 6^1/_2\ H_2O.$$

Второй минерал, серпентин с содержанием никкеля, представляет собою, как выше сказано, вещество сливочно-белого цвета, сопровождающее прожилки вермикулита. Химический состав его определен:

SiO_2 — 39.36, Al_2O_3 2.76, Fe_2O_3 2.77, CaO 1.32, MgO 36.71,
NiO — 2.57, $H_2O + 120°$, 13.85, H_2O — 120° 1.54/100.88.

---

[1]) Мюллит — минерал, найденный на острове Мюлль (Шотландия), по составу он соответствует полученному ранее синтетическим путем соединению $3\ Al_2O_3 \cdot 2\ SiO_2$.

[2]) См. статью проф. С. Ф. Глинка. „Дюмаортьерит близ дер. Сайлык" в журнале „Минеральное Сырье". № 3, 1927 г., стр. 189.

По словам авторов, приведенный здесь химический состав представляется типичным для серпентина, — оставляя в стороне небольшую примесь никкеля; вещество обладает оптическими и другими физическими свойствами серпентина.

Не лишнее заметить, что для анализа № 1 было взято 0,1000 г вещества, для анализа серпентина—менее $^1/_4$ грамма. Впрочем, наиболее существенным здесь является содержание *NiO*, как видно из предыдущего, в количестве 5.34, 11.25 и 2.57%.

Н. А. Шадлун в своей статье „Никкель" (Естеств. Производит. Силы России, т. IV, 5, 1925 г.) говорит, между прочим, следующее:

„Развитие никкелевого оруденения зарегистрировано на Урале в многочисленных пунктах по всему его протяжению там, где имеются выходы оливиновых или перидотитовых змеевиков. Можно упомянуть следующие: Верхне-Тагильская, Верхне-Исетская, Шайтанская, Нижне-Исетская, Ревдинская, Сысертская, Верхне-Уфалейская, Каслинская, Кыштымская дачи, и далее к югу—Тептяро-Угалинская дача в Южном Урале. Благонадежность в промышленном отношении выяснена пока для месторождений Ревдинской и особенно Верхне-Уфалейской дач. Большинство остальных либо недостаточно, либо совсем неразведанны" (стр. 3).

„Открытие Уфалейских никкелевых руд, в частности Ново-Черемшанского рудника, лишь подчеркнуло полную неисследованность Урала в отношении никкеленосности; а наличность такого уже разведанного запаса руд, как на этом руднике, свидетельствует, что никкелевая горнопромышленность России могла бы вступить в новую фазу своего развития" (стр. 6).

С своей стороны, мы не можем не высказать пожелания относительно испытания Уральских железных руд на содержание в них никкеля, особенно имея в виду то, что в настоящее время установлено существование новой разности магнетита с полным почти замещением закиси железа соединением *NiO* — таков минерал треворит, найденный в Южной Африке; состав его выражается следующим образом:

Fe_2O_3 66.24; FeO 1.96; NiO 29.71; MgO 0.24; SiO_2 1.40; H_2O 0,36.

Треворит имеет черный цвет, обладает металлическим блеском, непрозрачен, сильно магнитен; твердость—5, плотность—5.165.

Проф. *С. Ф. Глинка.*

Медеплавильные и свинцовые заводы в Северной Америке в 1923 году. M. Baer. Revue de Metallurgie, ноябрь, № 11, 1926 г. Современное состояние медной плавки характеризуется стремлением оставить старый способ плавки в ватер-жакетах и переходом к плавке на штейн в отражательных печах. Объясняется это тем развитием, которое в последнее время наблюдается в области применения флотационных методов обогащения руд и в больших потерях, в виде пыли, при переработке концентратов в шахтной печи. Отражательные печи делаются больших размеров и емкости. Длина печей доходит до 40—45 *м*, ширина до 8—9 *м*. В частности размеры отражательной печи в El-Paso — 41,2 × 8,5 *м*, в Анаконде — 43,5 *м*.

Завод в Miami l'International Smelting C°. один из наиболее современных заводов. Производительность его выражается в 8 000 *т* меди в месяц. Перерабатывает исключительно флотационные концентраты состава: $Cu = 27\%$; $S = 25\%$; $Fe = 23\%$; $H_2O = 18\%$.

Так как содержание серы невелико, концентраты не подвергаются обжигу. Они только подсушиваются в печах Wedge'a при $t = 350 - 600°$. Пыль из печей Wedge'a улавливается Коттреллем.

Отражательная печь имеет размеры: 36,75 *м* × 6,40 *м*, емкостью в 450 *т* руды. Загрузка механическая через свод печи.

Бессемерование штейна производится в 4 основных конверторах Great-Falls'a, общей емкостью в 60 – 65 *т* меди, и в 1 конверторе Pierce-Smith'a, емкостью в 70 *т* металла.

Пыль из отражательной печи и конверторов улавливается в Коттрелле. Отвальные шлаки из отражательной печи содержат 0,5—1% меди.

Медно-свинцовый завод в El-Paso обладает печью, замечательной не только своими размерами (41,2 *м* × 8,5 *м*), но и конструкцией. Горячая обожженная руда загружается через отверстия в передней трети свода (у топки). Суточная производительность печи 1 000 *т* обожженной руды. Треть тепла утилизируется в паровых котлах. Свод печи покоится не на боковых стенах, а на особых металлических стойках. Обжиг руды производится в печах Wedge'a с 5—8 подами, общей суточной производительностью в 200 *т* сырой руды. Бессемерование производится в конверторах типа Pierce-Smith'a и в конверторе Great-Falls'a. Рафинирование конверторной черновой меди производится в двух цилиндрических печах. Из рафинировочных печей медь отливается в аноды.

Аффинерный завод Tacoma перерабатывает руды из Южной Америки, Аляски, Cococo, Kennecott и аффинирует блистер, получаемый с разных заводов.

Отражательная печь имеет производительность в 700 *т* в сутки и отапливается нефтью. Шлак и штейн стекают с фасадных сторон в два сеттлера. Штейн, кроме того, имеет еще одно самостоятельное отверстие для спуска.

Параллельно с отражательной печью работает также и ватер-жакет. Внутреннее горло ватер-жакета выложено из магнезитового кирпича. Расход твердого горючего в ватер-жакете составляет 12%. В шихту примешивают 30% мелочи. Пыль, улавливаемая в коттреллях, перерабатывается в отражательной печи.

Полученный штейн, содержащий до 40% *Cu*, обжигается в 6-ти подовой печи Herreschoff'a, при чем процент серы снижается с 40% до 6—7%. Нижний под обогревается мазутом.

В Garfield'e обжиг производится в печах Herreschoff, Mc-Dougal и Wedge, типа „Garfield". Шесть отражательных печей работают на пылевидном топливе. Загрузка производится через 12 отверстий в своде печи. Отвальный шлак стекает с противоположной топке стороны печи. Штейн выпускается через шпур с боковой стороны печи в котлы, которые мостовым краном подаются к конверторам. Конверторные шлаки сильно железисты. Содержащие более 2% *Cu* возвращаются обратно в отражательную печь. Конверторные шлаки, содержащие менее 2% *Cu*, отправляются в Murray, где применяются при свинцовой шахтной плавке в качестве железистого флюса.

Завод Douglas-Phelps Dodge Corporation применяет еще ватер-жакетную плавку, хотя переработка одной тонны руды в ватер-жакете обходится на 60 центов дороже, чем в отражательной печи.

Обжиг производится в печах Mc-Dougal в 6 *м* диаметром. Сера при обжиге снижается с 24% до 12%. Загрузка производится через боковые стенки с помощью Архимедова винта. При таком способе загрузки стены печи лучше предохраняются от разъедания и не получается посреди печи „козлов".

Завод Douglas-Calumet-Arizona Mining Co перерабатывает 1 500 *т* руды в сутки. Руда содержит 4,5% Cu. Обжиг производится в печах Herreschoff'a, а плавка в отражательных печах. Получаемый штейн содержит 20% *Cu*. Черновая медь, получаемая из конвертора Great-Falls содержит 4 унц. *Ag* и 1—1,5 унц. *Au* на тонну.

Заводы в Anaconda. Сушка и предварительный обжиг производится в печах Mc-Dougal. Отражательные печи (43,5 *м* × 8,5 *м*) работают на пылевидном топливе. Использование тепла отходящих газов под паровыми котлами. Ни одного ватер-жакета для плавки меди.

Медно-свинцовый завод в Touele перерабатывает медно-свинцовые руды. Если руда содержит достаточное количество свинца, ее плавят в свинцовой шахтной печи. Медь концентрируется в штейне. Последний подвергается бессемерованию в конверторе. Улетучиваемый при этом свинец в виде окиси улавливается в bag-hous'e. Остающийся медный штейн продувается на медь. Шлаки из конвертора применяются в качестве флюса на ватер-жакете.

Собственно свинцовая плавка состоит из: 1) Предварительного обжига в печах Mc-Dougal. Сера снижается с 35% до 11%. Суточная производительность печи 50 *т* сырой руды. 2) Обжиг на машинах Dwight-Lloyd'a. Процент серы снижается с 11% до 3%. Пыль улавливается коттреллем. Ватер-жакет имеет 6 фурм. Загрузка составляет 250 *т* шихты и 27 *т* кокса. Кессоны до колошниковой площадки. Веркблей переплавляется в 35 *т* котлах, сквозь расплавленный свинец продувается воздух, всплывающий шлак (grossings) снимается шумовками.

Завод в Midvale'e перерабатывает 1 400 *т* руды в сутки. Предварительный обжиг производится в печах Wedge'a до содержания серы в 13%. Пыль улавливается в bag-house. Обжиг со спеканием производится на машине Dwight-Lloyd'a. Процент *S* в агломерате доходит до 1,52%. В качестве связующего вещества прибавляют сырую, не сернистую руду. В ватер-жакет поступает агломерированная руда и сырая руда, содержащая менее 3% серы. Загрузка шихты механизирована. Отверстие для слива металла перпендикулярно отверстию для спуска шлака, штейна и шпейзы. Смесь трех последних отделяется по удельным весам в трех ковшах. Содержимое первого ковша через верх переливается во второй, со второго в третий. Время от времени выпускают накопившиеся штейн и шпейзу. Шлак идет в отвал. Производительность ватер-жакета 220 *т* в сутки. При рафинировке свинца прибавляют серного цвета, чтобы связать медь в виде CuS, которая всплывает на поверхность.

Завод „Murrey" один из наиболее мощных свинцовых заводов во всем мире. Он имеет 8 ватер-жакетов в 250 *т* производительностью каждый. Предварительный обжиг производится в печах Wedge'a с bag-house'ом. Агломерирование производится на машинах Dwight-Lloyd'a с коттреллем.

Загрузка ватер-жакета механизирована. Фурмы снабжены сигнальным устройством для предупреждения главного загрузчика при уменьшении давления дутья. Шпейзы получается примерно 1% от всей шихты. Штейна получается 8%. Четырехкратным пропусканием через ватер-жакет штейн обогащается медью с 12% до 44%. Шпейза обжигается для получения мышьяка в специальных печах.

Завод Helena питается рудами Idaho, лишенные меди, бедные серой (12%), но богатые цинком (12%) и хвостами от электролиза цинка в Great-Falls'e. Обжиг и агломерация производится на машинах D. L. и по способу Hungtinton-Heberlein (H. H.). К предварительной обожженной руде прибавляют гранулированный ватер-жакетный шлак, который содержит много *Zn* и *Pb*. Как известно, цинк вреден в виде *ZnS*,

т. к. ZnS делает шлак вязким, тестообразным. Обжигая его при агломерировании, ZnS превращается в ZnO, которая менее вредна. При шахтной плавке получается мало шпейзы. Штейна совершенно не получается. Медистые шликкера перерабатываются в специальной отражательной печи. Вся пыль собирается в 3-х bag-house'ах. Каждый bag-house имеет 1 200 мешков. Пыль обжигается и снова возвращается в ватер-жакет.

На аффинерном свинцовом заводе Bunker Hill двойной обжиг производится на машинах D. L. При вторичном обжиге к обожженному продукту прибавляют штейн из ватер-жакета.

На заводе Selby получаемый веркблей содержит большое количество As и Sb. Для их удаления веркблей подвергается двойной окислительной плавке в специальной отражательной печи.

Завод Torreon Мексика. Шлак, штейн и шпейза попадают из ватер-жакета в передний горн. Шлак стекает в котел, затем через верх первого котла во второй. Шлак из первого котла идет обратно в ватер-жакет. Штейн и шпейза из переднего горна выпускаются раз в 8 дней. Завод перерабатывает 600—700 *т* руды в сутки.

Завод Chihuahua в Мексике проплавляет 1 000 *т* руды в сутки. Пылеуловительных устройств не имеет.

В общем металлургия свинца мало усовершенствовалась за последние годы. Аппараты для обжига и восстановления мало изменены. Для обжига и агломерации всеобщее распространение находит машина Dwight-Lloyd'a. Ватер-жакеты делаются на два ряда кессонов. Улавливание пыли производится либо через bag-house, либо с помощью аппарата коттреля.

Д. Чижиков.

Очистка глины. W. Feldencheimer, W. W. Plowmann. Амер. пат. 1526971, 17/II 1925 г. Feuerfest. 2, 28; 1926 г. Глина обрабатывается смесью водных растворов $NaOH$ и $Ca(OH)_2$ в отношении $1:{}^1/_2$; например, берут раствор от 1 части до $1^3/_4$ частей $NaOH$ и от $^1/_2$ части до $^3/_4$ част. $Ca(OH)_2$. Эта смесь пептонизирует глину легче, чем чистые растворы едких щелочей, эмульсии легче используются и не пептонизированные составные части глины отделяются быстрее и в более плотном состоянии.

Л. М.

Андалузит — новый огнеупорный материал. Feuerfest. 2. 38; 1926 г. Этот материал имеет состав, сходный с силлиманитом, но встречается чаще последнего. Большие его залежи в Калифорнии систематически используются для приготовления высокосортного шамотного кирпича, плавильных горшков и тиглей. Эти андалузитовые изделия сохраняют постоянство объема при нагревании, сопротивляются внезапным изменениям температуры и выдерживают высокое давление при повышенной температуре. Огнеупорность их отвечает 35—36 *SK*. Лучше перерабатывать андалузит в смеси с некоторым количеством пирофиллита. По новым исследованиям R. Twells, андалузитовые шамотные кирпичи показывают при 1300° и при нагрузке 50 англ. фунт. на *кв. см* изменение формы в 0,38%, тогда как обыкновенный шамотный кирпич в этих условиях дает 4,36%. Огнеупорные полые изделия из андалузита могут быть получены литьем, при смешении андалузита с некоторым количеством глины.

Л. М.

О техническом (рациональном) анализе глин. H. Backe. Keram. Rund. **34**, 20; 1926 г. Известные источники ошибок в рациональном анализе глин по Berdel'ю автор пытается избежать следующим образом. Образец глины обрабатывается H_2SO_4+HF для удаления всей SiO_2, после чего из раствора в горячей воде остатка осаждается Al_2O_3. Фильтрат высушивается, слабо прокаливается и в нем определяется K. По найденному K_2O автор рассчитывает содержание полевого шпата, по которому находит отвечающее ему количество Al_2O_3. Вычитая из общего содержания Al_2O_3 то его количество, которое отвечает полевому шпату, автор получает Al_2O_3, связанный в виде каолинита. Разница до 100% дает содержание кварца. Автор указывает, что при соблюдении его условий, анализ выполним в $1^1/_2$ дня, вместо 2—3 дней, затрачиваемых на анализ по методу Berdel'я.

Л. М.

Отв. ред. проф. ***Н. М. Федоровский.***

Главлит № 82199. Заказ № 3777. Тираж 1000. 6 п. л.

Типо-литография „Красный Печатник“ Гостехиздата. Ленинград, Международный пр., 75.

-85к.

ГОСУДАРСТВЕННОЕ ТЕХНИЧЕСКОЕ ИЗДАТЕЛЬСТВО

Москва, Центр, Ильинка, Юшков пер., 6. — Тел. 2-56-34.

„МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ И ЕГО ПЕРЕРАБОТКА".

В форме ежемесячных выпусков книжного формата объемом около 60 печатных листов в год.

ПРОГРАММА ЖУРНАЛА:

1. Общие вопросы минерального сырья, его промышленного и земледельческого использования и экспорта.
2. Изучение свойств минерального сырья, его добычи и назначения. Методология. Районные описания месторождений. Специальная технолого-производственная оценка. Нормализация. Экономика. Учет сырьевых запасов.
3. Металлургическая, силикатная промышленность, промышленность минеральных удобрений и друг.

Технология использования минерального сырья в разных отраслях промышленности. Технические исследования; производственные процессы и аппараты; методы работы; новое применение минералов; нормализация изделий.

4. Рефераты иностранных и русских научно-исследовательских работ.
5. Библиография.
6. Хроника.
7. Практические предложения, вопросы и ответы.
8. Объявления.

В журнале принимают участие следующие лица: проф. **В. А. Александров**, проф. **С. Е. Андреев**, проф. **В. В. Аршинов**, проф. **А. А. Байков**, инж. **Ю. В. Баймаков**, инж. **Н. Н. Барабошкин**, проф. **М. А. Блох** (уполномоченный Редакции по Ленинграду), проф. **Э. В. Брицке** (зав. Отделом промышленности), проф. **П. П. Будников**, проф. **С. Н. Ванков**, **М. П. Вельтман**, акад. **В. И. Вернадский**, инж. **Е. С. Гендлер**, проф. **К. И. Виконт**, инж. **С. И. Вольфкович** (зав. Отд. минеральн. удобрений), инж. **К. Е. Габуния**, инж. **Н. Ю. Ган**, инж. **И. И. Гинзбург**, проф. **С. Ф. Глинка**, инж. **В. П. Головкин**, проф. **К. П. Григорович**, проф. **В. Е. Грум-Гржимайло**, проф. **П. А. Двойченко**, инж. **М. Э. Зборовский**, инж. **А. П. Иванов**, проф. **Л. Л. Иванов**, акад. **В. Н. Ипатьев**, инж. **В. П. Камзолкин**, геол. **А. В. Казаков**, инж. **Л. К. Конюшевский**, инж. **В. А. Корвацкий**, проф. **Б. П. Кротов**, **В. И. Крыжановский**, проф. **А. Н. Кузнецов**, инж. **Г. П. Кульбуш**, акад. **Н. С. Курнаков**, проф. **Н. К. Лахтин** (зав. Отд. строительных материалов), проф. **П. И. Лебедев**, проф. **А. Л. Лебедянцев**, акад. **Ф. Ю. Левинсон-Лессинг**, проф. **В. И. Лучицкий** (зав. Отделом силикатного сырья), проф. **М. С. Максименко**, **А. А. Мамуровский**, инж. **Л. А. Мертц**, инж. **Н. С. Михеев**, проф. **В. Я. Мостович** (зав. Отд. цветн. металлов), проф. **Д. И. Мушкетов**, **К. А. Ненадкевич**, проф. **В. А. Обручев** (зав. Отд. иностр. сырьевого и рудных месторождений), инж. **В. А. Пазухин**, проф. **С. П. Попов**, проф. **И. Ф. Пономарев**, инж. **И. В. Попов**, проф. **П. П. Пятницкий**, инж. **И. В. Рабчинский** (зав. Отд. профессион. и НОТ), инж. **П. С. Рюмин**, **В. М. Свердлов** (зав. Отд. Экономики), проф. **А. А. Скачинский**, инж. **В. И. Смирнов**, проф. **Н. Н. Смирнов**, инж. **В. И. Стукачев**, проф. **П. П. Сущинский**, инж. **В. С. Сырокомский**, проф. **А. А. Твалчрелидзе**, геолог **Н. Н. Тихонович**, **П. К. Топольницкий** (Заведующий Редакции), инж. **В. И. Трушлевич** (зав. Отд. обогащения), инж. **С. П. Туманов**, акад. **А. Е. Ферсман**, проф. **П. С. Философов**, проф. **Н. М. Федоровский** (зав. Отд. общим и прикладной минералогии), инж. **Г. А. Цулукидзе**, проф. **Н. И. Червяков**, проф. **П. Н. Чирвинский**, проф. **Н. П. Чижевский** (зав. Отд. черных металлов), инж. **А. С. Шахмурадов**, проф. **Б. С. Швецов** (зав. Отд. переработки силикатного сырья), инж. **Д. И. Щербаков**, инж. **Д. А. Эгиз**, инж. **П. И. Юдинсон**, проф. **Н. Ф. Юшкевич** (зав. Отд. прикладной химии), проф. **В. В. Юрганов**, проф. **Н. А. Шадлун**, инж. **С. Д. Шейн**.

Ответственный редактор — проф. **Н. М. Федоровский**.

Адрес Редакции: Москва, 17. Б. Ордынка, 32. **Тел. 69-43.**

ИНСТИТУТ ПРИКЛАДНОЙ МИНЕРАЛОГИИ И МЕТАЛЛУРГИИ.

БУРОВЫЕ РАБОТЫ.

БУРЕНИЕ НА ВСЕ ВИДЫ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ.

АЛМАЗНОЕ КОЛОНКОВОЕ, ВРАЩАТЕЛЬНОЕ И КОМБИНИРОВАННОЕ ВРАЩАТЕЛЬНО-УДАРНОЕ БУРЕНИЕ.

САМЫЕ ДЕШЕВЫЕ ЦЕНЫ.

БЫСТРОЕ И АККУРАТНОЕ ВЫПОЛНЕНИЕ ОПЫТНЫМИ МАСТЕРАМИ.

Запросы направлять:

в Горно-Технический Отдел Института Прикладной Минералогии и Металлургии.

МОСКВА, 17, Б. ОРДЫНКА, 32.

ПРОДОЛЖАЕТСЯ ПОДПИСКА на **1927** год

„СТРОИТЕЛЬНАЯ ПРОМЫШЛЕННОСТЬ"

ежемесячный журнал, посвященный вопросам строительства и производства строительных материалов. Год издания 5-й.

ПОДПИСНАЯ ЦЕНА:	В год.	За 1/2 года.	За 1/4 года.
Без доставки	10 р.	6 р.	3 р. 25 к.
С доставкой	11 р.	6 р. 75 к.	3 р. 75 к.

Цена отдельного номера 1 р. 25 к.

При коллективной годовой подписке на 10 экз. журнала, со внесением полной стоимости в редакцию, **одиннадцатый экземпляр высылается бесплатно** по указанному подписчиком адресу.

АДРЕС РЕДАКЦИИ: Москва, Центр, Ильинка, Юшков пер., 6. Государственное Техническое Издательство.

Подписка принимается: в Гостехиздате—**Москва,** Центр, Ильинка, Юшков пер., 6, и в магазинах ГТИ: Тверская, 25; Петровка, 10; Разгуляй, 38/2; Мясницкая, 1-а; Волхонка, 6; Арбат, 6. В **Ленинграде:** просп. Володарского, 59 (уг. просп. 25 Окт.), просп. 25 Октября, 24. В **Харькове:** ул. 1-го Мая, 8. В **Киеве:** ул. Воровского, 35. В **Н.-Новгороде:** ул. Як. Свердлова, 19. В **Свердловске:** ул. Ив. Малышева, 58-а; в отделениях Издательства „Контрагенство печати" и во всех почтово-телеграфных Конторах.

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ
И ЕГО ПЕРЕРАБОТКА

MINERAL RESOURCES AND THEIR TECHNOLOGY

№ 7/8 1927 ГОД II

МОСКВА

ПРОДОЛЖАЕТСЯ ПОДПИСКА на 1927 год

НА ЕЖЕМЕСЯЧНЫЙ ЖУРНАЛ

„МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ И ЕГО ПЕРЕРАБОТКА“

Орган Научно-Исследовательских Институтов по минеральному сырью НТУ ВСНХ СССР, при участии Комиссии Естественно-Производительных Сил СССР при Всесоюзной Академии Наук.

ЖУРНАЛ ВЫХОДИТ В ОБЪЕМЕ 5—6 ПЕЧ. ЛИСТОВ.

При ближайшем участии: акад. **Н. С. Курнакова**; акад. **Ф. Ю. Левинсон-Лессинг**; акад. **А. Е. Ферсман**; проф. **Э. В. Брицке**; проф. **Н. К. Лахтина**; проф. **В. И. Лучицкого**; проф. **В. Я. Мостовича**; проф. **Д. И. Мушкетова**; проф. **В. А. Обручева**; проф. **П. П. Пятницкого**; **В. М. Свердлова**; проф. **Б. С. Швецова** и проф. **Н. Ф. Юшкевича**.

Ответственный редактор проф. **Н. М. Федоровский.**

ПОДПИСНАЯ ЦЕНА:	1 год.	1/2 года.	1/4 года.
Без доставки	10 р.	6 р. — к.	3 р. 25 к.
С доставкой в Москве . . .	11 „	6 „ 75 „	3 „ 75 „
Иногородняя	12 „	7 „ 50 „	4 „ 25 „
За границу	18 „ (9 долл.)	12 „ — „ (6 долл.)	7 „ — „ (3,50 долл.)

Комплект за 1926 г. — 11 руб.

Отдельные выпуски в розницу по 1 р. 20 к., удвоенные по 1 р. 80 к.

АДРЕС РЕДАКЦИИ: Москва, 17, Б. Ордынка, 32, Институт Прикладной Минералогии и Металлургии.

ОБЪЯВЛЕНИЯ:

Впереди текста 1 стр.—**150** руб.; 1/2 стр.—**80** руб.; 1/4 стр.—**45** руб.
Позади текста 1 стр.—**100** руб.; 1/2 стр.—**60** руб.; 1/4 стр.—**35** руб.

ПОДПИСКА ПРИНИМАЕТСЯ: В Гостехиздате—Москва, Ильинка, Юшков пер., 6, и в магазинах **ГТИ:** Петровка, 10; Разгуляй, 38/2; Мясницкая, 1-б; Волхонка, 6; Тверская, 25; Арбат, 6; в **Ленинграде**—Пр. Володарского, 59 (уг. пр. 25 Октября); Пр. 25 Октября, 24; в **Харькове**—улица 1-го Мая, 8; в **Н.-Новгороде**—ул. Я. Свердлова, 19; в **Киеве**—ул. Воровского, 35; в **Свердловске**—ул. Ив. Малышева, 58-а и в **Редакции журнала.**

Заведующий Редакцией **П. К. Топольницкий.**

ИЗДАНИЕ ГОСТЕХИЗДАТА.

„Mineral resources and their technology“

Issued monthly. Journal of the Scientific—Research Institutes of the Scientific—Technical Department of the Supreme Council of National Economy of U. S. S. R.; With the collaboration of The Committee for the Exploration of Natural Productive Forces Academy of Sciences of U. S. S. R.

Published by the State Technical Editorship.
Subscription price: 9 dol. per annum.
6 dol. 6 monthes.
3,5 dol. 3 monthes.

Advertisements: before the text: 1 page dol. 75; 1/2 page dol. 40; 1/4 page dol. 25;
after the text: 1 page dol. 50; 1/2 „ dol. 30; 1/4 „ dol. 20.

Office: Institute of Economie Mineralogy and Metallurgy,
B. Ordynka, 32. MOSKOW. U. S. S. R.

НА ДОМ НЕ ВЫДАЕТСЯ

Пролетарии всех стран, соединяйтесь!

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ

И ЕГО ПЕРЕРАБОТКА

ОРГАН НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИХ ИНСТИТУТОВ ПО МИНЕРАЛЬНОМУ СЫРЬЮ НТУ ВСНХ СССР

ПРИ УЧАСТИИ КОМИССИИ ЕСТЕСТВЕННО-ПРОИЗВОДИТЕЛЬНЫХ СИЛ СССР ПРИ ВСЕСОЮЗНОЙ АКАДЕМИИ НАУК

№ 7—8	1927 г.	Год II

MINERAL RESOURCES AND THEIR TECHNOLOGY

ГОС ПУБЛИЧНАЯ НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКАЯ БИБЛИОТЕКА СССР

69/1/60 Р484

ГНБ

ГОСУДАРСТВЕННОЕ ТЕХНИЧЕСКОЕ ИЗДАТЕЛЬСТВО
МОСКВА, 1927

СОДЕРЖАНИЕ.

Месторождения. Стр.

В. Г. Орловский. — Контактовое месторождение золота на Ольгинском прииске в Томской губернии 419
Н. С. Михеев. — Николаевский и Ермаковский свинцовые рудники на Урале . . 428
Ф. А. Алелеков. — Месторождение асбеста в Карачаевской Автономной области . 431
П. М. Замятин. — Месторождение кварцевой гали по р. Леневке в Кушвинской даче 435

Исследования и методика.

П. П. Пилипенко. — Литий в глауконитах 437
В. Я. Мостович и С. М. Анисимов. — Исследование эфелей Дарасунского рудника 441
А. С. Шахмурадов. Выгорание главнейших примесей при окислительной переработке цветного лома 488
Л. Л. Иванов. — Микроскопическое исследование Донецкого песчаника. 490

Промышленный.

И. Н. Плаксин. — Золотой рудник на о. Аскольде 493
А. Тарновский. — Обработка металла камнем и проблема корунда 497
К. Е. Габуния. — Перспективы развития Кисатибского предприятия 503

Заметки и хроника.

С. А. Криворуков. — Конференция по абразивной промышленности 508
И. М. — Клуб горных деятелей 519
И. Р. — XV Международный Геологический с'езд 520
В. Л. — Рост добычи минерального сырья в Мексике 520
В. Л. — Калий в Техасе 520
В. Л. — Добыча калия 521
В. Л. — Депрессия селитровой промышленности Чили 521
В. Л. — Увеличение добычи глин в С.-А. С. Ш. 521
В. Л. — Добыча минерального сырья в Тунисе 521
В. Л. — Бентонит Южной Дакоты 521

Рефераты, обзоры и отзывы.

В. А. Обручев. — Weltlagerstättenkarte 522
А. Н. Бойко. — Размеры промышленного добывания гелия в Америке 523
Б. Рольщиков. — Успехи Японии в горном деле и металлургии 524
Б. Рольщиков. — Использование шлаков медной плавки в качестве строительного материала 527

В. Г. Орловский.

Контактовое месторождение золота на Ольгинском прииске в Томской губернии.

Ольгинский прииск, принадлежавший до революции Амурскому Золотопромышленному Т-ву, находится по Безымянному Ключу, впадающему в Полуденный Мурюк, один из истоков реки Золотого Китата.

Местность эта лежит в Марьинской тайге Томской губернии. На прииск можно попасть двумя путями. Первый путь ведет от станции Литвиново Сиб. жел. дор. вверх по реке Томи до селения Банново, а затем тайгою через заимку Осипово до Ольгинского прииска. В этом направлении длина пути около 260 *км*, из коих приблизительно 220 *км* колесной дороги, остальные верхом. Летом до Банного можно проехать на пароходе. Второй путь идет от города Марьинска через селения Баим, Покровку, Ивановку, Чумай и Вершинный. Здесь расстояние 130 — 140 *км*, при чем до Вершинного, почти на 110 *км*, сравнительно хорошая проселочная дорога, а дальше опять-таки приходится ехать верхом.

Рассыпное золото на Ольгинском прииске было найдено в 1903 г. партией старателей. Крапивинский волостной старшина заявил эту россыпь на свое имя и продал заявку группе томских предпринимателей, которые для разработки россыпи образовали Амурское Золотопромышленное Т-во. В 1905 г. Т-во сделало заявку на коренное золото в той же местности и, таким образом, в руки к Т-ву перешла площадь около 500 дес. для эксплоатации как рассыпного золота, так и жильного.

Старатели, открыв россыпь, некоторое время добывали золото, пока не сделал заявку волостной старшина, но сколько было ими намыто точно не известно, по слухам около 16 *кг*. Амурское Золотопром. Т-во за 8 лет добыло всего 32 *кг* и, таким образом, вероятно с Ольгинского прииска за все время работ было получено около 48 *кг* золота, при чем богатая часть россыпи вся выработана, то же что осталось в бортах не стоит разработки. Надо полагать, что старатели зарабатывали хорошо, так как не в их обыкновении работать в убыток, тогда как Амур. Т-во за все время лишь один операционный год закончило с небольшой прибылью, все же остальные года с убытком. Неудача объяснялась отсутствием достаточного количества воды и рабочих рук, но, вероятно, главной причиной послужило другое обстоятельство. При наличности большой и достаточно богатой россыпи, сделав некоторые затраты, можно было бы обеспечить себя и водою, и рабочими, в данном же случае этого не делали, так как не было положительно никаких надежд на более или менее продолжительные работы и поэтому добыча производилась приблизительно так, как ее

ведут старатели. Что касается рассказов о богатстве россыпи, то они отчасти справедливы, в чем легко можно убедиться из сопоставления приведенных данных о количестве добытого золота с величиной разрезов.

Золотоносные пески на Ольгинском прииске добывались в двух разрезах. Первый разрез имел размеры — 170×17 *м*, второй же 42×17 *м*. По словам работавших мощность торфов была около 1,8 *м*, а золотоносного пласта в среднем 53 *см*. Таким образом, общее количество песков, добытых из двух разрезов, приблизительно $212 \times 17 \times 0{,}53 = 1910$ *куб. м* и если не преувеличено количество золота, полученного из этих разрезов, то среднее содержание равняется около 13 грамм в 1 тонне песка. Содержание высокое, но размеры россыпей незначительные, последним, вероятно, и нужно объяснить убыточность предприятия для Амурского Т-ва.

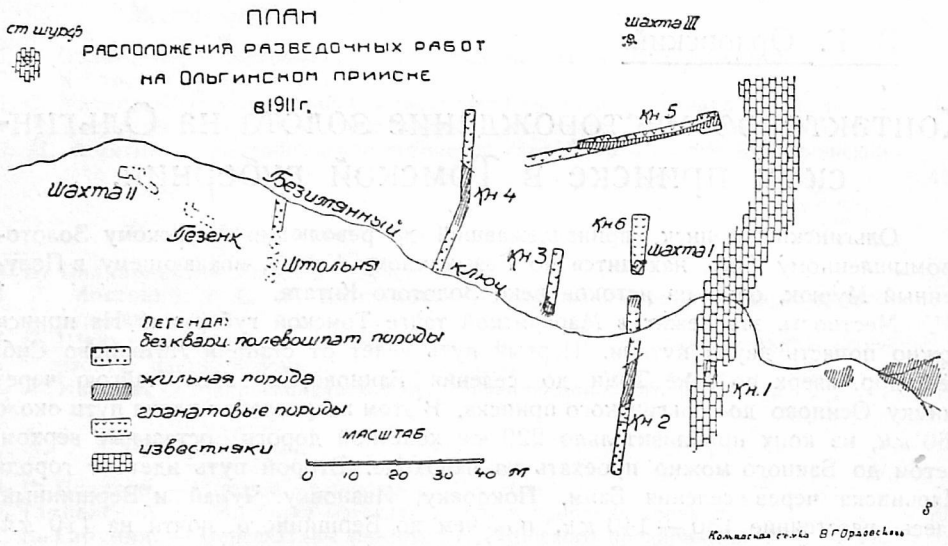


Рис. 1. План расположения разведочных работ на Ольгинском прииске в 1911 г.

На Ольгинском прииске было найдено несколько небольших, преимущественно, эллювиальных россыпей. Главная из них, выработанная первым разрезом, начиная от приисковых построек, тянулась на 140 *м* вверх по ключу. Ниже по руслу ручья, вплоть до его впадения в Мурюк, золото везде встречается, но в незначительном количестве, нестоющем разработки. Тоже самое и вверху, за исключением лишь одного места, где был задан второй разрез, промышленного золота нет. В первом разрезе россыпь состояла преимущественно из крупного, совершенно неокатанного материала, образовавшегося от разрушения развитых на месте горных пород. Главную массу ее составляли — гранатовые породы, эпидозиты, известняки, в значительно меньшем количестве — массивно-кристаллические породы и жильные (диорит), различные роговики и, наконец, брекчии. Местами попадались красные железняки. Золото было крупное, совершенно неокатанное, часто с породой и лежало на самом плотике. В верхнем разрезе состав россыпи и само золото были иные. По словам работавших там золото было мелкое, окатанное, без породы. Повидимому и происхождение этой россыпи иное, чем первой; содержание золота также значительно меньше.

Аналогичные россыпи, но еще мѣньших размеров, известны по двум притокам, которые впадают справа и слева в главный ключ, несколько ниже приисковых построек. Насколько незначительны их размеры можно судить по количеству добытого золота: так, из левого ключика было вымыто всего 367 *г*, а из другого и того меньше. Наконец, золото находили, хотя то же в незна-

чительном количестве, по склонам увалов. Ко всему сказанному нужно добавить, что главное количество золота на Ольгинском прииске было получено из первого разреза и поэтому вероятно содержание в песках из этого разреза было несколько выше указанных 13 *г* на тонну.

В 1905 году Амур. Золотопр. Т-во стало искать коренное золото. Работы велись одно лето под руководством специалиста по этому делу и в результате была найдена кварцевая жила по логу ключа, которая имея, приблизительно, простирание, совпадающее с направлением лога, проходит вблизи приисковых построек. Поверхностными работами жила была прослежена на 198 *м*. В отчете об этой работе было указано, что пробы, взятые из 3 мест по жиле, якобы, дали содержание в 91 *г* золота в 1 тонне и что жила в оба конца, повидимому, выклинивается, но никаких подробностей относительно условий залегания, мощности, состава в отчете не имелось. Лицо, производившее разведку, впоследствии несколько изменило свое мнение и в рапорте Горному департаменту назвало жилу бедной, но, ссылаясь на благоприятные геологические условия, советывало разведку продолжить. На основании первого отзыва Т-во в 1907 г. пригласило штейгера для разработки найденной жилы, для постройки обогатительной фабрики и попутно для продолжения разведочных работ. В расстоянии 1 *км* от приисковых построек была выстроена небольшая обогатительная фабрика, обслуживаемая парой бегунов от конного привода, на которых в продолжение нескольких дней мололи и промывали кварцы из найденной жилы, но золота не получили. Точно так же и разведочные работы, производившиеся одновременно, никаких положительных результатов не дали и вследствие этого дело было остановлено. Наконец, в следующем году старатели, дорабатывая оставшиеся золотоносные пески в первом разрезе, встретили на почве струйку богатых песков, которая и привела их к правому борту разреза — к тому месту, где впоследствии нами была задана шахта № 1 (см. рис. 1). Здесь на выходах породы старатели заметили примазки золота, сделали небольшую расчистку и открыли гнездо с крупными выделениями золота. Т-во распорядилось завалить это место, поставило сторожа и так дело обстояло до 1911 г. За этот промежуток времени смотрителем приска, по его словам, были найдены кварцы с золотом по простиранию жилы, раньше открытой Т-вом, в 300 *м* на В от последнего шурфа, заданного в 1905 г. с содержанием золота то же около 91 *г* на тонну. Благодаря последней находке на приисковом плане жила была обозначена протяжением почти в 360 *м*, при чем содержание золота указано не ниже 90 *г* на тонну. В 1911 году автор настоящей заметки с штейгером А. Н. Чурцевым производил разведочные работы на Ольгинском прииске от иностранной Компании и в дальнейшем излагаются исключительно результаты этих работ.

Ольгинский прииск и лежащие к нему отводы под разработку коренного золота расположены почти на водоразделе хребта Алатау и на прямой линии, соединяющей рудники — Центральный с рудниками Берикюльской группы. Местность представлена рядом невысоких увалов сильно абродированных, но еще сохранивших горный характер. Естественные обнажения горных пород чрезвычайно редки, все скрыто под наносами, местами достигающими значительной мощности.

О геологическом строении приходится судить по тем искусственным обнажениям, которые были сделаны во время разведочных работ, а больше догадываться. К этому нужно прибавить еще и то неблагоприятное обстоятельство, что горные породы там сильно выветрены на значительную глубину, так что в тех неглубоких выработках, которые были сделаны, чаще приходилось иметь дело с продуктами разрушения пород, зачастую с различными глинами, чем с самими породами. Горные работы были сосредоточены исключительно на Ольгинском прииске, где найдено коренное золото, вся же остальная площадь, принадлежавшая Амурскому Т-ву, как не подвергшаяся разведке, остается совер-

РЕГ. ОТД. № 1
ПРОВЕРЕНО

шенно неисследованной ни в петрографическом, ни в других отношениях, поэтому все, что будет говориться о геологическом строении, нужно относить к Ольгинскому прииску и преимущественно к той его части, где производились разведочные работы, т.-е. где известно рудное золото in situ.

Из горных пород, слагающих местность, мы находим прежде всего, массивно-кристаллическую, бескварцевую породу, вероятно из группы сиенитов, затем различные известняки и целый ряд пород, обязанных своим происхождением контактовому метаморфизму и, наконец, жильную породу, диорит. Известняки представлены двумя разновидностями: средне-зернистыми, кристаллическими известняками, почти черного цвета и крупно-кристаллическими — белыми, последние жильного характера. Две такие жилы мы знаем по главному ключу: одну у западного конца нижнего разреза, а другую у восточного. Нижняя жила тонкая, тогда как на верху разреза жила достигает мощности нескольких метров. Распределение пород, поскольку выяснили разведочные работы, показано на плане. О деталях пока не приходится говорить, так как те незначительные работы, которые нами были сделаны и полное отсутствие естественных обнажений не позволяют дать более или менее определенную картину геологического строения данной местности, а затем и потому, что, имея дело преимущественно с продуктами разрушения, зачастую чрезвычайно трудно разобраться в соотношении пород без специального анализа их. Некоторые подробности будут даны в последующем изложении, теперь же заметим, что для нас особый интерес представляют гранатовые породы, так как только в них мы находим золото.

Прежде, чем приступить на Ольгинском прииске к разведочным работам, необходимо было проверить данные, полученные нашими предшественниками и поэтому первое, что пришлось сделать — это осмотреть и опробовать старые шурфы, заложенные по жиле, из которых брались пробы Амур. Т-ом. Все шурфы оказались заваленными за исключением двух, из которых еще можно было взять жильный материал. Первый шурф (собственно гезенка), заложенный в конце небольшого орта и углубленный по жиле на 1,42 *м* был вероятно остановлен из-за большого притока воды. В гезенке, а также в начале орта видны были известняки сероватого цвета, крупно-кристаллические, с включением серного колчедана. Местами жильная масса представляла собой известковую брекчию, сцементированную кремнекислотой. В таком случае заполнение трещины состояло из отдельных глыб известняка сильно корродированных, благодаря чему поверхность их представляла собою ноздреватую массу. Иногда эти известняки были перемешаны с охристыми глинами. О боковой породе трудно судить, благодаря полному ее разложению. Как в висячем, так и в лежачем боку жилы видны были одни глины. Проба на золото жильной массы указала только на знаки. В 1·2 *м* на запад от этого орта имелась небольшая яма, вероятно, остаток старого шурфа.

На поверхности лежали ноздреватые кварцы, которые местами тоже содержали обломки кристаллических известняков, с редкими включениями серного колчедана. И здесь проба на золото дала только знаки. Получив в двух пробах такие результаты, естественно явилось сомнение, уж не попало ли золото из россыпи, тем более, что пробы были взяты нами и нашими предшественниками почти с поверхности, а ноздреватая структура известняков делала такое предположение очень вероятным. Поэтому было решено в последнем месте (на плане шахта II), как наиболее богатом, заложить щурф, углубить его на 8 *м*, а затем пройти штреком 6 *м* и полученный из штрека материал опробовать на золото. Из-за большого притока воды шурф пришлось остановить на 6 *м*. Все время шли по жиле. В начале были кварцы и известняки в виде отдельных глыб, подобные известнякам в орте. И здесь встречался серный колчедан, кварц же служил связующим цементом. Кроме того иногда жильная масса состояла из глыб известняка перемешанных с железистыми глинами. То же самое и в рассечке.

Боковая порода все время была представлена глинами. Жила, падая почти вертикально, имела простирание OSO. Мощность ее около 1 *м*. Средняя проба, взятая приблизительно из 24,5 тонны жильной массы, указала опять-таки лишь на знаки золота.

На востоке эта известковая жила, повидимому, скоро выклинивается, так как ее не встретили ни в штольне, которая нами была пробита в 80 *м* от шахты II-й, ни в канаве 2. Наконец, чтобы проверить последнее указание смотрителя приисков об его находке богатых золотоносных кварцев в восточном конце жилы, там был пробит шурф глубиной до 6 *м*, но ни золота, ни кварцев не встретил.

Итак, наши работы не подтвердили данные разведочных работ наших предшественников, ни их предположений. Кварцевой жилы там нет, есть известковая, длина которой по простиранию с уверенностью может быть дана максимум 30 — 40 *м*. Жила эта не только небогата, но даже не может быть названа золотоносной, знаки же золота, которые были обнаружены в пробах, могли попасть или из россыпи, или имели совершенно иное происхождение, что будет выяснено в дальнейшем.

Получив отрицательные результаты на золото в жиле, указанной Т-ом, все наше внимание было обращено на обследование пород контактовой зоны, так как и состав самой россыпи в нижнем разрезе и находки золота с породой указывали на несомненную связь коренного месторождения с породами этой зоны. Прежде всего расчистили то место вверху нижнего разреза, где еще раньше были найдены примазки золота на скале. Здесь мы нашли выступ гранатовой породы, на поверхности которой была видна узкая полоска той же породы, но явно обособленная от остальной массы, с частыми пустотами, по стенкам которых сидели щетки кристаллов граната, актинолита, кальцита и др. минералов. В этой полоске и было сосредоточено все видимое золото. Последнее сидело или на кристаллах или же было заключено, в виде довольно крупных золотин, в массе гранатовой породы. Толщина оруденелой полоски была около 0,2 *м*, а по простиранию с юга на север она тянулась на 1,2 *м* и затем пропадала. Продолжение ее нигде не было найдено, несмотря на то, что расчистки были сделаны в обе стороны на 6 *м*. После этого стали следить за полоской по падению. Для этого заложили шахту поперечного сечения 2,2 × 2,4 *м* с таким расчетом, чтобы вся эта золотосодержащая линзочка помещалась в площади сечения шахты. По мере углубления боковая порода стала несколько изменяться. В то время как в восточной половине забоя все время шли чисто гранатовые породы, в западной были те же гранатовые, но с большим содержанием серицита, эпидота и еще какого-то минерала в виде кристаллов и с частыми гнездами и прожилками, заполненными крупными ромбоэдрами кальцита. Золото концентрировалось, главным образом, по периферии таких гнезд кальцита, но заключалось также и в массе, заполняющей гнезда. Кроме того встречались золотинки вкрапленные в кристаллах граната и кальцита. Золото было исключительно крупное. С углублением шахты все больше стал попадаться серный колчедан, то в виде кристаллов, то неправильными зернами. Мощность оруденения, простирание его и падение все время оставались постоянными. Наиболее богатая часть была встречена на глубине 2,6 *м*, затем золото стало попадаться все реже и, наконец, на горизонте приблизительно 3 *м* совершенно пропало.

Из этой золотоносной линзочки всего было получено около 1 тонны материала, содержащего видимое золото, количество которого приблизительно определяется в 234 грамма. В остальной же массе породы, окружавшей эту линзочку, обнаружены были только знаки золота.

Далее, при углубке шахты, породы опять несколько изменились, так на горизонте 5,1 *м* в восточном боку забоя показалась зеленая разновидность гранатовой породы, богатая серным колчеданом, а в западном порода иден-

тичная с той, которая была на-верху и так же много содержащая кальцита, но без видимого золота. Средняя проба боковой породы из 3 — 4 погонного метра дала 2 *г* в тонне, а такая же проба из 5 — 6 метров — только знаки золота. Углубка шахты остановлена на 7 метрах.

На этом горизонте повели рассечку на NO по направлению простирания рудной линзы с целью узнать нет ли где-либо ее продолжения, незамеченного на поверхности, или каких-либо других гнезд оруденения. Этой рассечкой прошли по гранатовым породам 2,9 *м*. Зеленая разновидность, богатая серным колчеданом, сначала была в восточном боку, а затем пропала. Вместо нее все больше и больше стала попадаться гранатовая порода с кальцитом и серицитом. Наконец, на 3,1 *м* показалась порода с гнездами и прижилками кальцита с видимым золотом. И здесь как наверху в шахте, золото было собрано или в кальцитах, или по поверхности кальцитовых заполнений, предпочтительно в зеленом минерале и, в более редких случаях, в гранатах. Оруденелый забой в ширину имел 0,6 *м*. Выделения золота были крупные, но редкие. На 3,51 *м* забой представлял картину, схематически представленную на чертеже шахты I-й. Здесь с левого бока забоя за трещиной мелкозернистая сплошная порода без включений кальцита, а справа гранатовая порода, богатая кальцитом, гнезда которого преимущественно лежали у самой трещины и значительно меньше к правому боку. Кроме того вся эта порода изрезана сетью тонких параллельных жил кальцита. Золото опять-таки лежало по окружности гнезд кальцита и реже по трещинкам породы в виде примазок. Попадались крупные золотинки. Иногда золото в виде тонких пластинок заполняло трещины спайности кальцитов, и в таком случае после обработки кислотой такого куска руды оставалась губчатая масса золота с пустотами, соответствующими растворенным ромбоэдрам кальцита.

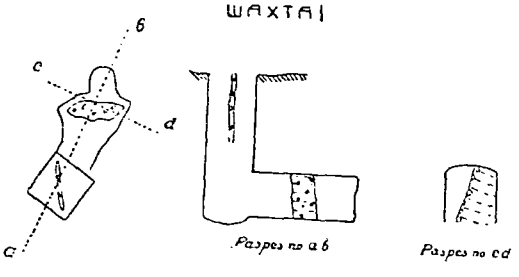


Рис. 2. Разрез по шахте I.

На 3,8 *м* во весь забой вышла мелко-зернистая гранатовая порода аналогичная той, которая имелась раньше в левом боку. Кальциты и серициты пропали, золота не стало. Так как немного золотоносной породы оставалось еще в правом боку рассечки, то работу повернули в эту сторону.

Нам не удалось учесть количество золота, полученного из второго гнезда, так как бо́льшая часть его была украдена [1]), проба же, взятая из оставшейся рудной мелочи, дала 35 *г* на тонну. Первые 2 *м* проходки рассечкой дали содержание 0,5 *г*, а последние 3 — 4 *м* за гнездом — 0,2 грамма.

В 40 *м* к северу от шахты первой имелся небольшой разрез, которым Т-во выработало маленькую эллювиальную россыпь. Из рассмотрения материала, входящего в состав россыпи, легко было убедиться, что коренное месторождение, давшее начало этой россыпи, находится где-то здесь поблизости и что оно должно быть одинаково с описанным из шахты I. С целью отыскания его, в 213 *м* от разреза выше по склону увала, был заложен шурф (на плане шахта III), который на глубине 6 *м* сел на гранатовую породу и отчасти на какую-то массивно-кристаллическую, перешедшую в глину, но сохранившую

[1]) Ночная смена из трех рабочих, разбирая бут после выпала шпуров обнажила кальцитовую жилку в 0,06 *м* толщ. и длин. около 0,6 *м*, всю пронизанную пластинками золота по спаянности кальцитов. Выбрав эту руду рабочие ночью истолкли ее, выделили золото и на другой день ушли с прииска. Один из рабочих, уходя, показал золото доставшееся на его пай. Золота было не меньше 170 г, поэтому полагаем, что в ночную смену было украдено около 510 грамм.

свою первоначальную структуру. По мере углубления гранатовая порода постепенно вытесняла массивно-кристаллическую и, наконец, на горизонте 9,5 *м* в забое мы имели только сильно разрушенную гранатовую породу. На горизонте 9,38 *м* показалось золото. Оно в виде примазок сидело на кусках породы или же было заключено в охристых глинах, заполняющих трещины и пустоты в породе. На горизонте 9,8 *м* имели в северо-восточном углу забоя шахты желто-белые глины, а в остальной части разрушенную гранатовую породу. Почти у самого спая этих двух пород и параллельно ему проходила оруденелая золотом полоска очень узкая и с частыми перерывами, состоящая из ряда маленьких пустот, заполненных преимущественно красной глиной и охрой, в которых и заключалось золото в виде довольно крупных золотин. Часто попадались золотинки от 1,5 до 8,6 — 10,5 грамма. Они обычно были покрыты окислами железа, имели крайне неправильную поверхность, с массой всевозможных отростков. Шахта остановлена на глубине 10,6 *м* и таким образом по гнезду пройдено 1,7 *м*. Поперечные размеры гнезда незначительны —2,1 × 0,2 *м*. На горизонте 10,6 *м* в забое шахты в южной стороне еще было видно немного гранатовой породы богатой выделениями кальцита с видимым золотом, но рассечка, заданная в этом направлении, показала, что золото кончается сейчас же за стенкой шахты.

Пользуясь тем, что породы, пройденные этой шахтой, были сильно разрушены и все золото процессом выветривания как бы вылущено из породы и сидело в глинах, весь материал, полученный из шахты и рассечки, был промыт на вашгерде. В нижеследующей таблице показаны количества промытого материала и полученного золота.

	Из шахты:	Золота.
1 день	3,28 тонны	92,5 *г*
2 „	2,52 „	84,6 „
3 „	3,28 „	36,0 „
4 „	6,00 „	38,4 „
Из рассечки:		
5 день	5,60 „	25,6 „
6 „	4,40 „	6,7 „
	25,10 тонны	283,8 *г*

Таким образом из 25 тонн промывкой получили 284 *г* нечистого золота; к этому количеству нужно прибавить около 64 *г*, которое было отобрано руками в забое, т.-е. всего 348 грамм. Так как материал, добытый из шахты и состоящий из глин с кусками неразложившейся гранатовой породы, целиком шел на промывку, то, надо полагать, что порядочное количество золота оставалось в породе, кроме того некоторое количество золота еще оставалось и в больших кусках породы, которые отбирались у шахты и не шли на промывку [1]).

Полагая на все эти потери 50% полученного золота, мы имели вероятно, на 1 *куб. м* выемки по гнезду около 51,5 *г* золота. Считая вес куб. метра гранатовой породы в 2,5 *т* (в данном случае несколько меньше, так как приходилось иметь дело больше с глинами) получим среднее содержание в 1 тонне материала из шахты по гнезду около 21 *г* нечистого золота.

Переходя к оценке золотоносных гнезд, нужно сказать несколько слов о том, как брались пробы. Так как мы имели очень крупное золото, то с целью по возможности уменьшить кражу, все куски породы с видимым золотом отбирались в самом забое после выпала шпуров, от всей же остальной массы, вышедшей из забоя, брали по пол-лопате материала от каждой тачки и такой мате-

[1]) Несомненно также, что и здесь часть золота была украдена, но это количество совершенно не поддается учету.

риал поступал в отдельные пробы для каждых двух погонных метров выработки. Проба затем дробилась и делилась отдельно. В следующем столбце показаны данные анализов средних проб от каждых двух погонных метров шахты 1:

1—2 п. *м*	7,47 *г* золота
3—4 „ „	1,33 „ „
5—6 „ „	1,17 „ „

поперечные размеры шахты 2,2 × 2,4 метра:

1—2 п. *м*	дали всего	169,2 *г*	золота
2 „ „	„ „	81,4 „	„
3 „ „	„ „	26,3 „	„
		276,9 *г*	„

К этому числу надо прибавить то крупное золото, которое было отобрано в забое и не вошло в общую пробу. Из первого гнезда его было около 234 грамма. Допуская, что такое же количество было украдено, получим всего золота из шахты 1-й около 760 грамм.

Из рассечки пробы на золото дали:

	1—2 п. *м* — 0,5 *г*	всего золота 8,6 *г*
первая четверть	3—4 „ „ — 58,0 „	„ „ 230,0 „
остальная часть	3—4 „ „ — 0,2 „	„ „ 2,6 „
количество золота из рассечки		241,2 *г*

К этому надо прибавить не менее 515 *г* украденных рабочими и, таким образом, из рассечки было получено золота около 756 грамм. Всего из шахты I-й и ее рассечки мы добыли приблизительно 164 тонн породы, а золота в круглых цифрах вероятно 1493 *г* что дает в тонне породы около 9 грамм.

В шахте III, как указано раньше вероятно было добыто 523 *г* золота. Шахта села на гранатовую породу на глубине 6 *м*, остановлена на 10 *м*, стало быть из нее получено породы около 20 *куб. м*, да из небольшой рассечки 7 *куб. м*, а всего 27 *куб. м* и, таким образом, на тонну породы приходится около 7 грамм.

Если производить расчет не на общий объем выработок, а на объем гнезд, то, конечно, получится более богатое содержание, о чем было сказано ранее, точно также и при отчистной добыче, когда не будет надобности вести выработки больших размеров, как это делалось, и можно будет оставлять нетронутыми убогие места — качество руды значительно повысится, но общее количество золота благодаря этому не увеличится, а наоборот, уменьшится, равно как и количество руды.

По содержанию серебра лигатурное золото из этого месторождения очень разнообразно, так по данным Томской золотоплавочной лаборатории пробы золота для 7 образцов, посланные для анализа, были: 461, 687, 740, 754, 909, 940, 943 т.-е. чуть ли не все переходы от электрума до высокопробного золота.

Резюмируя все вышеизложенное прежде всего нужно отметить, что на Ольгинском прииске мы разведывали своеобразное контактово-метаморфическое месторождение золота, аналогичных которому в то время не было известно в России. Золото концентрировалось в виде гнезд в гранатовой породе и преимущественно там, где были выделения кальцита. Кварц, как таковой, совершенно отсутствует в этом месторождении. Гнезда богатые сами по себе, насколько показали произведенные нами разведочные работы, имеют незначительные размеры в горизонтальном сечении, но остается совершенно невыясненным, как далеко идет орудинение в глубину. Наша разведка, продолжавшаяся всего $1^1/_2$ месяца, лишь установила этот оригинальный тип коренного месторождения золота, констатировала три золотоносных гнезда, но должна считаться далеко не законченной и потому многие важные, в промышленном отношении, вопросы

остаются без ответа, так, например, нам не удалось выяснить существует ли какая-либо закономерность в распределении золотоносных гнезд или они совершенно случайно рассеяны в кантактовой зоне, а это имеет немаловажное значение в деле разведки и эксплоатации месторождения. Вне сомнения, что помимо найденных трех гнезд в этом районе имеется целый ряд и других и мы сейчас с уверенностью можем указать на два места, где вероятно будут гнезда золота, но наша разведка их не коснулась. Одно такое место находится в 8 *м* к югу от шахты I, там где по руслу ключа выступают на поверхность гранатовые породы идентичные с золотоносными породами в шахтах I и III. Другое место находится по ключу, впадающему слева в главный, где добывалось россыпное золото небольшим разрезом (около динамитницы). За возможность нахождения золота в этих пунктах говорят выходы гранатовой породы с кальцитом и наличность маленькой эллювиальной россыпи. В этих местах были, а может и в настоящее время имеются, гнезда золота и было бы очень желательно произвести здесь разведку, что мы не могли сделать за недостатком времени. Кроме того, как видно из прилагаемого плана, гранатовая порода имеется и в других местах помимо только что указанных, где также возможно нахождение золота. Все это создает уверенность, что теми тремя гнездами, которые мы знаем сейчас, не исчерпывается орудинение данной местности, и что будущие разведочные работы откроют целый ряд новых скоплений руды. Равным образом и площадь занятая выходами гранатовой породы, вероятно, значительно больше, чем отмечено на нашей карте, но это можно установить только путем расшурфовки. В предыдущем, говоря о жиле, найденной нашими предшественниками, я указал, что эта жила не может быть названа золотоносной. Не сомневаясь в правильности взятой пробы и анализа, я делал допущение, что золото могло попасть в поверхностную часть жилы из россыпи. На основании только что сказанного можно сделать еще другое предположение, а именно, что и здесь золото встречается спорадически в гранатовой породе около известковой жилы аналогично тому, что мы видели в шахте I-й.

На основании приведенных выше данных пока преждевременно говорить о промышленном значении этого месторождения, но с другой стороны и преуменьшать это значение тоже нет оснований.

Если бы будущие разведочные работы показали, что золотоносные гнезда в контактовой зоне также часты, как это наблюдалось в наших разведочных выработках (шахты I и III), тогда явилась бы возможность вести разработку месторождения открытыми дешевыми работами, выбирая сплошь гранатовую породу и в таком случае для выгодности предприятия было бы достаточно более низкое содержание золота, чем то, которое мы имели в разведочных выработках.

Несомненно, что месторождение коренного золота на Ольгинском прииске заслуживает самого серьезного внимания и что начатые разведочные работы следует продолжать, но развернув их шире, чем это делалось раньше. Разведку следует вести не ограничиваясь одним Безымянным ключем, где констатировано коренное золото, а подвергнув изучению всю вообще контактовую зону как этого, так и соседних районов. Гнездовой характер месторождения, подчиненного определенным породам, делает совершенно необходимым предварительное изучение геологического строения местности и составления подробной карты с нанесением всех слагающих пород.

Но так как в этом районе породы скрыты под наносами, то по необходимости геологическое изучение будет итти рука-об-руку с расшурфовкой. Одновременно надо продолжить работы в шахтах I и III, где в забое оставалось золото, а затем начать работу и в новых местах, указанных нами ранее.

В данном районе по климатическим условиям геолого-разведочные работы осуществимы только летом, тогда как работы в шахтах независимы от времени года

В заключение необходимо еще указать на одну очень важную сторону разведочных работ, это на организацию самого тщательного надзора за работами, дабы по возможности уменьшить кражу золота. Если надзор будет недостаточен, то с уверенностью можно сказать, что бо́льшая часть золота будет раскрадена и разведочные работы не дадут необходимых данных для правильной оценки этого месторождения.

Ленинград, 30 марта 1927 г.

Горн. инж. Н. С. Михеев.

Николаевский и Ермаковский свинцовые рудники на Урале.

Николаевский и Ермаковский свинцовые рудники, расположенные в Алапаевском Округе, являются едва ли не единственными на Урале, разрабатывавшимися специально для выплавки свинца. Никаких сведений о них специально в литературе не имеется, в виду чего будет небесполезным сообщить о них некоторые сведения, которые мне удалось собрать в свое время отчасти при обследовании архива Алапаевского Округа, а отчасти путем собственных наблюдений.

Николаевский рудник находится в 19,2 *км* к Ю.-З. от Алапаевска, в 2,6 *км* от средины дер. Мелкозеровой и в 2,1 *км* к Ю. от р. Нейвы. В геологическом отношении нахождение его приурочено к восточному краю обширного змеевикового массива, вдоль которого в 13 *км* к С.-З. расположен Ключевской медный рудник, разрабатывавшийся 100 лет назад, а в 24 *км* к Ю.-В. — известный Арамашковский сурьмянный и Жуковский медный рудники.

Открытие Николаевского рудника сделано горн. инж. А. Н. Архиповым в мае 1820 г. и тогда же было приступлено к его разработке, которая длилась не много менее трех лет.

За это время здесь было пробито несколько шурфов и одна главная шахта, достигшая 32,2 *м* глубины. Работа шла с большими перебоями благодаря, главным образом, помехам со стороны воды, поступавшей из расположенного поблизости обширного болота. С водою в то время с трудом могли справляться, несмотря на то, что, вообще говоря, приток ее не был особенно значительным. Достаточно сказать, что вода эта легко убиралась при установке четырех 6″ насосов, приводившихся в действие четырьмя лошадьми. Намерение Архипова поставить для водоотлива паровую машину, новинку в то время, к сооружению которой и было приступлено, не осуществилось, вследствие прекращения работ на руднике.

Работы эти заложены в контакте змеевиков (с З.) и кремнистых сланцов (с В.), при чем в некотором расстоянии от них среди змеевиков мною прослежена и зарисована площадь лиственитов, до 160—200 *м* шириною, имеющая весьма прихотливые очертания.

Предметом разработки являлась жила, мощностью от 0,7—0,88 *м* с пологим, около 30°, падением, повидимому, на Ю.-З.

По описанию Архипова жильною породою служил кварц, со скоплением в нем плотного свинчака, кристаллов свинцового блеска,

свинцовых охр и церуссита. В связи с этим, руды получались по степени богатства четырех сортов. На более глубоких горизонтах „в ряд со свинцовою рудою подошла жила медной руды" и обе руды добывались вместе. При осмотре остатков старых штабелей я находил много кусков серого кремнистого сланца с вкраплениями и прожилками свинчака. Иногда встречались переходы сланца в белый кварц, со сравнительно редкими включениями кристаллов свинцового блеска до 3 *мм* крупностью. На некоторых кусках кварца наблюдались налеты медной зелени и сини. Здесь же в отвалах попадались черные, смятые змеевики.

По пробе Лаборатории Екатеринбургских заводов в 1820 г. в руде оказалось 33% *Pb* и 0,065% *Ag*. Серебро — почти чистое, лишь со следами золота. Другая проба дала для руды I сорта — 28% *Pb* и 0,05% *Ag*, а II сорта—10% *Pb* и 0,02% *Ag*. В церуссите определили содержание 75% *Pb* и 0,05% *Ag*. Кварцевая руда со свинцовым блеском дала 7,5% *Pb* и около 0,04% *Ag*.

При опытной проплавке в 1821 г. 4013,22 *кг* (245 пуд.) руд было получено около 1040,16 *кг* (63,5 пуд.) свинца и 1,53 *кг* (3,75 фун) серебра, что отвечает выходу 26% *Pb* и 0,038% *Ag*.

Всего руды было добыто около 131 *т*; какое было ее среднее содержание неизвестно, как неизвестны и результаты ее проплавки. Для обогащения руды на р. Нейве была сооружена запруда и установлено водоналивное колесо, от которого работали толчея и промывательная.

Прекращение работ на руднике в начале 1823 г. об'ясняется обеднением ниже горизонта 20 *м* руд, которые выше, начиная с 8 *м*, были значительно богаче. Такое обеднение Архипов, на основании опыта в Нерчинске, считал явлением временным, свойственным вообще подобным жильным месторождениям. Однако, имея много неприятностей от владельцев, выражавших неудовольствие по поводу больших затрат на добычу, обусловленных, главнейше, неполадками с водоотливом, который к тому же с глубиною становился все более трудным, он не решился настаивать на дальнейшем продолжении работ. В 1864 г. делалась попытка возобновление рудника, но сведений о результатах ее не сохранилось.

Выше приведенные данные, на мой взгляд, отнюдь не дают оснований зачислить это месторождение в разряд заведомо неблагонадежных. Напротив, учитывая выше отмеченное проявление в нем металлоносности и крайнюю нашу нужду в свинце, полагал бы вполне уместным вопрос о благонадежности его разрешить соответственною разведкою.

Что касается Ермаковского рудника, то он был открыт также Архиповым, в 1823 г., в пределах разрабатывавшегося железного рудника, который расположен на правом берегу р. Нелы, посредине расстояния между дер. Ермаковой и устьем этой речки, впадающей в р. Реж. От Николаевского рудника он отстоит к В. в 22 *км*, а от Алапаевского — в 21 *км* к Ю.-В. Свинцовая руда здесь была обнаружена в форма церуссита и была начата разработкой уже после ухода Архипова из Алапаевского Округа, при чем работы здесь, повидимому, прекращались и возобновлялись неоднократно до 1904 года, когда мне довелось принять участие в разработке этого месторождения.

К этому времени площадь рудника, размером около 1—2 гектаров, уже вся была сплошь изрыта старыми работами, буровые скважины между которыми установили наличие кое-где недовыбранных, столбов руды, а также присутствие ее на глубинах от 14 до 20 *м*

которых прежние работы не достигали. Специальной задачи произвести серьезное обследование месторождения не ставилось; работы носили почти исключительно эксплоатационный характер и мне приходится поэтому поделиться лишь некоторыми наблюдениями касательно месторождения, какие удалось сделать случайно.

Расположен этот рудник среди каменноугольных доломитов близ контакта их (с В.) с неширокой полоской кремнистых сланцев, на невысоком увале, подымающемся на 6—8 *м* над руслом р. Нелы. Поверхность доломитов здесь отличается характерною для подобных пород неровностью, выражающеюся в чередующихся впадинах и возвышениях, при чем на глубину нескольких метров от этой поверхности доломиты оказываются более или менее нацело окремнелыми и оруденелыми бурым железняком и церусситом. Таким образом мы имеем дело с „корковым" месторождением, в котором главную массу составляли видимо, давно уже выработанные скопления железной руды. Церуссит же отчасти выполнял полости в пустотах бурого железняка, а главнейше пронизывал собою вышеназванную массу окремнелых доломитов, в форме кристалических сростков, достигавших иногда более или менее крупных размеров, чаще же в форме мелких зерен. Эта рудоносная масса обычно имела вид желтого песка, из которого мне удалось намыть довольно много очень хорошо сохранившихся оруденелых церусситом окаменелостей, переданных тогда же Геолкому.

Работы описываемого периода сводились к пробивке шахты, глубиною 27 *м*, а также нескольких шурфов, из которых было пройдено, в погоне за рудной массой, несколько десятков метров штреков. Однако, больших залежей встретить не удалось, водоотлив обходился очень дорого, а средств для более глубокой разведки не было; в виду этого работы были вскоре остановлены. Интересно отметить, что шахточкой, углубленной у русла речки на 4—6 *м* вглубь от поверхности, были мною встречены доломиты с густою вкрапленностью серного колчедана. Это обстоятельство дает подтверждение создавшемуся у меня представлению, что разрабатывавшаяся залежь является ничем иным как „шляпой", обычною для месторождений свинцового блеска с серным колчеданом, присутствие какового приходится предполагать поблизости от нее. Сравнительно большие размеры упомянутой залежи дают некоторую надежду на возможность промышленного размера этого предполагаемого коренного месторождения, в связи с чем произвести здесь надлежащую разведку было бы не бесполезно.

Всего было добыто в последний раз около 100 *т* свинцовой руды, лучшие образцы которой давали до 60—65%, а сорта: 1 с.— около 25%, II с.—около 23% и III с.—около 10,5% свинца. Генеральная проба всей партии, в которой преобладали более бедные руды, показала такой ее состав:

SiO_2	47,92%	P_2O_5	0,21%
Al_2O_3	9,57%	Sb_2S_3	0,74%
Fe_2O_3	13,57%	CO_2	2,68%
MnO	0,55%	H_2O	8,04%
CaO	0,94%	PbO	14,78%
MgO	0,95%	Pb	13,80%

Руда эта в 1906 году была проплавлена в Алапаевском заводе инж. К. Д. Колясниковым, поместившим в № 3 за 1907 г. „Уральского Техника" заметку о ходе и результатах этой плавки. Выплавлен-

ный свинец дал при анализе: 98,49% *Pb*; 0,85% *Sb*; 0,18% *Fe*; 0,06% *Co* + *Ni*; 0,11% *Cu* и следы мышьяка и серебра, причем был использован завод для отливки свинцовых баков [1]).

1 Апреля 1927 г.

Горн. инж. Ф. А. Алелеков.

Месторождение асбеста в Карачаевской Автономной Области.

(Предварительный отчет о разведках осенью 1926 г.).

По поручению Института Прикладной Минералогии и Металлургии, на средства Новороссцемента, осенью 1926 г., мною были произведены разведочные работы на асбест в верховьях р. Кубани, в районе, прилегающем к оставленному цинково-свинцовому руднику «Эльборус», находящемуся в 150 *км* от ст. Невинномысской. Этот район, летом того же года был обследован экспедицией горн. инж. Колодяжного [2]), при чем было установлено наличие трех месторождений асбеста, заслуживающих разведки, а именно: 1) Близь устья р. Джеланкол, впадающей справа в р. Кубань, в балках левого берега р. Кубани, из коих наиболее интересной, в отношении асбестоносности, была признана названной экспедицией, так наз. балка «Шаман-Бекленген». 2) Правая сторона долины р. Худес, впадающей в р. Кубань в 2 *км* от рудника «Эльборус».

Левая сторона долины р. Кубани, почти, против рудника; в сущности все эти три месторождения генетически представляют собой одно целое и расположены на площади 10 — 15 *кв. км.*

В геологическом отношении (вернее петрографическом), данную местность, в пределах, от рудника «Эльборус» до устья Джеланколя и, затем по долине р. Худес до речки Пачак (Кумаил-Шюбе), можно, в общих чертах, представить в таком виде: наиболее древними породами, принимающими участие в геологическом строении данной местности, являются метаморфические сланцы, возраст которых, на основании сопоставления наблюдений в других районах этой части Кавказа, следует считать средне-палеозойским (по всей вероятности, девонским). Из них наибольшее развитие получили группы роговообманковых, хлоритовых, кварцево-хлоритовых, кварцево-слюдистых и кварцитовых сланцев. Залегание их, большей частью, согласно между собой с падением в пределах квадранта NW — NO, при угле падения от 35 до 85°.

Следующими по возрасту следует считать змеевики, получившие свое начало, в результате интрузии основной (пироксеновой) магмы ,в трещины излома названных сланцев и последующих затем процессов ее изменения. Простирание этих пластообразных и достигающих иногда значительных размеров (мощность их достигает 450 — 500 *м*), интрузивных залежей змеевиков представляется преимущественно в направлении NW — SO, т.-е., примерно линии главного Кавказского хребта, с падением под углом 45 — 65° на NO. Змеевики, в значительной части, сильно рассланцованы и вследствие этого в обнажениях временами по полевому наблюдению бывают трудно отличимы от сланцев. Цвет змеевиков и их внешний вид отличается большим разнообразием: от светло-зеленых, хрупких змеевиков с значительной примесью магнезита, талька и др. светлых минералов, до темных, почти черных и плотных, с обильными включениями магнетита и хромита.

---

[1]) Разведка месторождений, работавшихся в прежнее время, но оставленных часто по причинам, не имеющим отношения к их благонадежности, конечно желательна. Но на восточном склоне Урала едва ли можно надеяться на открытие благонадежных месторождений свинцовых руд, так как последние в большинстве принадлежат к классу средней глубины. Вследствие глубокой денудации этого склона, месторождения средней глубины представляют здесь разве только небольшие остатки и более вероятно, что они быстро перейдут в месторождения большой глубины, напр. медные, на что указывает и упоминаемое автором появление медной руды рядом со свинцовой в Николаевском руднике. *Прим. Ред.*

[2]) См. журнал «Минеральное Сырье», № 7/8, 1926 г.

Следующей по возрасту породой, имеющей для нас также большое практическое значение, являются кератофиры и кварцевые кератофиры, со связанными с ними жильными и краевыми фациями, отличающиеся наибольшей мощностью. Выходы кератофиров в виде дейк различной мощности, можно наблюдать в основе почти всех продольных и поперечных хребтов. Наибольшую роль в проявлении асбестоносности следует приписать тем апофизам (жилам), которые отделились от кератофировых массивов и наблюдаемых нами в виде обнаженных последующими процессами эрозии аплитовых жил, приобретающих, иногда, характер пегматитовых жил. Обнажения аплитовых жил в виде кристаллической, светло-серого цвета, мелко-зернистого сложения, состоящего из кварца и полевых шпатов (повидимому, ортоклаза и кислых плагиоклазов) и с незначительной примесью мусковита, наиболее часто наблюдаются на Худесском месторождении, при чем надлежит отметить различный характер контактового воздействия их в лежачем и висячем боку. В первом случае наблюдается ассимиляция вещества, подстилающей боковой породы, а во втором (вверху) окварцевание боковой породы, а если таковой является змеевик, то образование асбеста.

Если предположить (сопоставляя наблюдения в других районах этой части Кавказа), что метаморфизация пород, первоначально образовавших серию сланцев, закончилась к верхнему карбону, а интрузия пироксеновой магмы, давшей начало змеевикам, происходила во времена среднего триаса, то излияние кератофиров следует отнести к промежутку времени между этой интрузией основных пород и отложением нижне-юрских песчаников.

Еще более молодыми по возрасту являются эти нижне-юрские песчаники, полого падающие в направление NO, 12° (Худесс) и NW, 227° (Шаман-Бекленген), и местами, как бы срезывающие залежи змеевика.

И, наконец, последними по возрасту являются выходы гиперстеновых андезитов, два выхода которых наблюдаются в обнажениях р. Худес, но роль их в образовании асбестоносности остается пока невыясненной.

Следует еще отметить обнажения в виде дейк, незначительной мощности, серо-зеленой породы, повидимому диабаза, а также породы типа сиенитов, находящихся в связи с залежами кератофира.

На основании полевых наблюдений, в настоящее время можно считать установленным, что образование хризотил-асбеста в змеевиках, претерпевших значительную деформацию и сильно разбитых трещинами, обязано главным образом иньекциям в них, замкнутых кверху, ответвлений кварцевых кератофиров и вышеуказанных аплитовых жил, при чем в местах наиболее удаленных от больших кератофировых тел, наблюдаются более плотные змеевики, содержащие поперечно-волокнистый асбест.

Вообще говоря, хризотил-асбест встречается в форме выполнений трещин или в виде волокон, расположенных поперек трещин (cross fibre, по терминологии американских геологов), или же в виде волокон, расположенных параллельно стенкам трещины (slip fibre). Кроме того, очень часто в змеевиках наблюдается, так называемый, массивный серпентин (mass fibre, massive serpentin), под которым подразумевается также волокнистая масса, но с волокном не различимым невооруженным глазом и расположенным в массе змеевика неправильно. В Канаде добываются все эти три вида хризотил-асбеста, хотя продольно-волокнистый асбест по качеству и количеству далеко не имеет того практического значения, как поперечно-волокнистый, и, вследствие этого, у нас на Урале, несмотря на то, что встречается довольно часто, совершенно не добывается. Это об'ясняется не только тем, что продольно-волокнистый асбест в большинстве случаев не обладает надлежащей гибкостью, прочностью, чистотой и вообще рядом свойств, которые пред'являет к нему рынок, но отчасти и тем обстоятельством, что до сего времени не обнаружено ни одного, могущего иметь какое-либо промышленное значение, месторождения продольно- (параллельно) волокнистого асбеста и вся масса добываемого у нас асбеста идет за счет поперечно-волокнистого, и отчасти «массивного» серпентин-асбеста.

То обстоятельство, что до сих пор у нас под асбестом-товаром подразумевается исключительно поперечно-волокнистый асбест, заставило меня обратить особое внимание на те участки данного месторождения, где имеется основание предполагать наличие достаточного количества поперечно-волокнистого асбеста. Сопоставляя данные своих наблюдений по Южно-Уральским месторождениям асбеста и на основании целого ряда об'ективных признаков, после внимательного изучения выходов змеевиков на всех трех вышеупомянутых участках, оказалось, что наиболее заслуживающим внимание представляет собой Худесский участок, который, как позже выяснилось, представляется наиболее благонадежным и в отношении продольно-волокнистого асбеста.

В противоположность Шаман-Бекленгенскому участку, на который предыдущая экспедиция указывала, как на наиболее интересный и благонадежный, а также участку, находящемуся против рудника «Эльборус», Худесский участок

содержит все три вида хризотил-асбеста. Наиболее отчетливо на этом участке выражены змеевики на первом хребте от устья р. Худес вверх по течению (если не считать хребта, находящегося как раз против устья), где выходы змеевиков, большей частью асбестоносных, наблюдаются от поляны, находящейся на высоте 250—270 *м* над уровнем р. Худеса и почти до самой вершины Джеланкольского хребта до отложений нижне-юрских песчаников, т.-е. на протяжении более 700 *м*. Для того, чтобы наилучше проследить характер изменения этих змеевиков в контакте с другими породами, в верхней части этого хребта был пройден, приблизительно вкрест простирания, разрез-канава в 60 *м* длиной, которая, кроме различных змеевиков, встретила также и роговообманковые сланцы, а около осевой линии хребта была обнаружена полоса асбестоносного змеевика мощностью в 8—10 *м*, с мелкопрожильным асбестом; через 10 *м* от нее была встречена вторая такая же полоса, но с незначительной примесью продольно-волокнистого асбеста и, наконец, почти рядом с ней третья полоса, мощностью около 14 *м*.

Продолжить дальше этот разрез не представлялось целесообразным, так как постоянная осыпь в балке, по которой пошел разрез, значительно удорожила бы стоимость его проходки.

Таким образом, в результате проходки этого разреза было установлено наличие трех асбестоносных полос, общей мощностью более 30 *м*. Ниже, на высоте 400 *м* над уровнем р. Худеса был задан второй такой же разрез, назначение которого было то же, что и первого, а кроме того, желательно было установить протяжение асбестовых полос, их направление и, наконец, характер их изменения на различных горизонтах. В результате проходки этого разреза было установлено преобладание продольно-волокнистого за счет поперечно-волокнистого асбеста. Еще ниже, метров на 100, был задан третий разрез, где был обнаружен исключительно продольно-волокнистый асбест.

С получением взрывчатых материалов, прибывших с большим запозданием, была произведена углубка всех названных выработок и одновременно с этим проходка новых, более глубоких выработок, чтобы проследить характер изменения асбестоносности с глубиной.

Для этой цели было пройдено еще три коротких, но более глубоких разреза. В результате углубления этих выработок было замечено улучшение качества асбестовых прожилок в смысле увеличения длины волокна, при чем неоднократно стали наблюдаться прожилки асбеста с волокном в 18—20 *мм* и даже длиннее. После того, как этот хребет был достаточно разведан для того, чтобы можно было судить о его благонадежности, было приступлено к разведке второго хребта, но в виду позднего времени, в целях ускорения работ, был задан ряд коротких наклонных или горизонтальных выработок, имевших своей целью захватить отдельные асбестоносные зоны и проследить изменение асбестовых прожилок с глубиной. В результате работ на этом хребте была установлена почти полная аналогия, как по характеру асбестоносности, так и в отношении видимого содержания асбеста в змеевике. Относительно форм асбестоносности следует заметить, что в данном месторождении она проявляется в форме простых или сложных, в виде целого пояса (зоны) большей частью параллельных жил, различной длины волокна, преимущественно в 4—7 *мм* и меньше.

Более длинное волокно встречается или в виде отдельных жил, довольно непостоянной мощности, т.-е. сравнительно быстро выклинивающихся, или же в виде отдельных участков, в которых произошло как бы слияние мелких прожилок. При этом наблюдается полное отсутствие так называемых сетчатых жил, т.-е. пронизывающих породу в самых разнообразных направлениях, тогда как выполнение многочисленных тонких параллельных трещин, ориентированных более или менее в одном направлении, наблюдается очень часто, представляя собой типичный пример «ленточной структуры». Таким образом, по типу залегания данное месторождение следует отнести к так называемому «мелкопрожильному» типу, если придерживаться классификации, предложенной Н. С. Михеевым, но при этом среднюю длину волокна следует принять несколько больше, т.-е. 4—5 *мм*, а не 1—3, как это установлено для данного типа.

Относительно условий залегания асбеста среди вмещающих пород в отношении эксплоатации месторождения в общем следует признать их благоприятными для разработки, хотя сравнительно незначительная мощность отдельных асбестоносных зон представляется довольно неблагоприятным фактором в смысле стоимости добычи.

Что же касается процентного содержания асбеста в каждой полосе асбестоносного змеевика, то до производства опробования в лаборатории было бы преждевременно говорить; для ориентировочного, грубого определения в отдельных забоях, я применил способ линейного измерения суммарной длины волокна и определения отношения последней к длине всей асбестоносной зоны.

Способ этот дает сравнительно точные результаты при наличии асбеста первых пяти сортов (т.-е. с длиной волокна 3—16 и больше миллиметров); для более низких сортов (т.-е. меньше 3 мм) он не годится, так как главная масса добываемого асбеста V и VI сортов получается за счет рассеянного в породе серпентина (massive serpentine), вследствие чего получаются более низкие цифры, несоответствующие действительности. Как бы то ни было, отдельные измерения трех забоев первого хребта дали при этом способе среднее содержание асбеста в отдельных зонах от 2½ до 5%. Так как мощность отдельных зон составляет, в данном случае, от 25 до 50% всей змеевиковой полосы, то соответственно должно уменьшиться и содержание, но, с другой стороны, при этом способе совершенно не учитывается VI, а отчасти и V сорт, доля участия в выходе которого в Баженове составляет от 70 до 90%. Пока для осторожности я бы считал среднее процентное содержание асбеста в отдельных полосах асбестоносного змеевика для первого Худесского хребта не выше 1½—2%. Прочность волокна асбеста в общем не выше средней, но несомнннно, что с глубиной она будет выше, что уже подтвердилось отчасти разведочными работами.

Параллельно с Худесским участком нами разведывался также Шаман-Бекленгенский, где было пройдено два разреза на левой стороне балки (если смотреть сверху балки вниз) и один на правой. В первых двух разрезах было пересечено три полосы асбестоносного змеевика, общей мощностью 15 м; в последнем разрезе, пройденным также по змеевикам, асбест не был обнаружен. На этом участке обнаружен исключительно продольно-волокнистый асбест и худшего качества по сравнению с Худесским. Хотя in situ обнаружить поперечно-волокнистый асбест не представлялось возможным (так как 18 ноября 1926 г. выпал снег, то продолжать разведку было затруднительно), но, вследствие неоднократного нахождения его в осыпи названной балки, есть данные его предполагать.

Вообще говоря, так как залежи змеевика не особенно велики, а прорывающие кварцево-кератофировые интрузии довольно значительны по размерам, то мест, благоприятных для образования месторождений поперечно-волокнистого асбеста, *сравнительно не много. Это одинаково справедливо для обоих разведочных участков*, при чем на Шаман-Бекленгене хотя и не имеется больших кварцево-кератофировых тел, но зато и не наблюдается большого числа мелких ин'екций кварц-кератофиро-аплитовых жил.

Итак, несмотря на кратковременность разведочных работ (полевые работы начались 18 октября и закончились 12 декабря 1926 г.) можно считать, что Худесский участок, если данные лабораторных испытаний окажутся благоприятными, может иметь промышленное значение и во всяком случае заслуживает дальнейших разведок. Относительно Шаман-Бекленгенского участка пока ничего определенно сказать нельзя, но тем не менее он может оказаться не менее интересным. Во всяком случае необходимо также иметь в виду возможность использования продольно-волокнистого асбеста, содержание которого достигает в отдельных зонах значительной величины, волокно его обладает большой длиной и возможно, что при надлежащей химической или механической обработке, может получить промышленное применение.

Относительно дальнейших разведочных и вообще исследовательских работ, принимая во внимание местные тяжелые транспортные условия, необходимо заметить, что будущее развитие их должно одновременно происходить в трех направлениях, а именно: 1) Расширение и углубление разведочных работ на данном месторождении, в целях точного установления запасов и, следовательно, перспектив. Производство этих работ связано с получением возможно большего количества асбестоносной породы для производства различных исследований технологического характера, а также полного опробования месторождения. 2) Так как данное месторождение содержит, повидимому, значительное количество продольно-волокнистого асбеста, то весьма желательно наряду с обычным определением методов обогащения, изыскать способы его механической или химической обработки для того, чтобы иметь возможность получить из него продукт, равноценный поперечно-волокнистому асбесту. 3) Данное месторождение не является единственным и, возможно, лучшим в этой *части Кавказа, но желательно параллельно произвести ряд поисково-разведочных* работ в других районах распространения змеевика, асбестоносность коих установлена предыдущими исследованиями (Безбородько, Попов).

Из этих районов первоочередными об'ектами могли бы быть: район г. Беден и р. Псемен на р. Большой Лабе, массив горы Джемараклы-тебе в верховьях р. Кяфар-Агур и, наконец, долина р. Теберды. Работы последней категории приобретают особо важное значение в связи с остротой транспортного вопроса, имеющего кардинальное значение в отношении перспектив данного и других месторождений асбеста этой части Кавказа.

7 января 1927 г.

Горн. инж. П. М. Замятин.

Месторождение кварцевой гали по р. Леневке в Кушвинской даче.

(Как база для постройки областного завода динаса на Урале).

Проф. М. О. Клер в своей статье „К вопросу о месте постройки областного завода динаса на Урале" („Минеральное Сырье", 1926 г., № 12) совершенно справедливо указывает, что динасовый завод должен базироваться на месторождении высокопроцентного кварцита, а не жильного кварца, в виду непостоянства запасов и качества, а также трудной добычи последнего. Проф. М. О. Клер, давая в своей статье краткое описание ряда месторождений кварцита отмечает, что несмотря на неограниченное распространение этого ископаемого на Урале, он совершенно не изучен в отношении запасов и химического состава, благодаря чему не представляется возможным окончательно фиксировать место завода до производства дополнительных разведочных работ.

Помещенная в том же номере „Мин. Сырье" статья техн. М. А. Гордиенко „Месторождения кварца в Кыштымском горном округе" как бы дополняет сводку проф. М. О. Клер. При этом следует отметить, что автор, очевидно ошибочно, называет некоторые месторождения кварцита — месторождениями кварца. Во всяком случае, в Кыштымском округе им констатируется ряд высокопроцентных месторождений кварцита с весьма значительными запасами ископаемого.

Со своей стороны, в дополнение к упомянутым выше авторам, мы считаем возможным отметить, как заслуживающее внимания, месторождение кварцевой гали по р. Леневке, открытое в прошлом году разведками Богомоловского Комбината и описанное в журнале „Уральский Техник" [1]). Поэтому мы остановимся на нем только со стороны возможностей использования его для производства динаса.

Месторождение находится на правом возвышенном берегу р. Салды и связано с распространением развитых здесь гранитов (мусковитовых). Вмещающими для кварцевой гали породами являются белая, светло-серая и светло-желтая слюдистые глины, которые образовались за счет выветривания гранита, подтверждением чему служит наличие в них мусковита. Кварцевая галя подстилается пластом белой пластичной глины, залегающей непосредственно на граните. Залегание месторождения почти горизонтальное. При этом почва залежи находится на 6—10 *м* выше уровня р. Салды, что создает известные удобства для разработки и промывки гали. Разведанная мощность месторождения может быть принята в 2,5 *м* (за сильным притоком воды только немногие шурфы удалось углубить до почвы). В действительности она гораздо больше (4—5 *м*). Залежь кварцевой гали прикрыта бурой наносной глиной от 0,5 *м* до нескольких метров мощности (в среднем 2—3 *м*). Разведанная площадь месторождения в 1.500.000 *кв. м.* совершенно не определяет его границ, что дает надежду на увеличение запасов дальнейшими разведками, за счет увеличения площади распространения залежи (особенно в восточном направлении). Сама по себе галя представляет хорошо окатанные эллипсоидальной формы куски молочно-белого кварца диаметром от 300 до нескольких миллиметров. Других пород, кроме кварца, среди гали не встречается совершенно.

Принимая разведанную мощность месторождения в 2,5 *м*, возможную—в 4,5 *м* и учитывая результаты опытной промывки, имеем следующие запасы:

№№ по пор.	Категория	Выход из 1 *куб. м* горной массы по данным опытной промывки в тоннах	Разведанные запасы в тоннах	Средний состав				Возможные запасы в тоннах
				SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	
1	Кварц. галя $d > 25$ *мм* .	0,361	1 350 000	96,52	0,57	1,64	0,32	1 083 000
2	Кварц. галя $d < 25$ *мм* > 6 *мм*	0,288	1 080 000	96,99	0,61	1,29	0,60	864 000
3	Кварцевой мелочи $d < 6$ *мм*	0,473	1 900 000	94,00	2,19	1,51	—	1 419 000

[1]) Горн. инж. П. М. Замятин. Месторождение кварцевой гали по р. Леневке в Кушвинской даче и перспективы его использования („Уральский Техник", 1926 г. ноябрь.).

Вес 1 *куб. м* горной массы кварцевой гали может быть принят 1,80 *т*. Следовательно, выход глины из 1 *куб. м* породы составляет около 0,6 *т*.

Анализ белой глины из лежачего бока месторождения дал содержание SiO_2—65,16%, Al_2O_3 — 22,1%, Fe_2O_3 — 1,93%. Испытания глины на огнеупорность (с конусами Зегера) до 1450° дали удовлетворительные результаты (на более высокую температуру испытания не делались). Точно так-же увенчались успехом опыты Кыштымского завода по изготовлению из этой глины разных огнеупорных изделий (шерберов, муфелей и проч.).

Нами производились опыты с отмучиванием белой глины из лежачего бока месторождения (шурф. № 27), для чего были взяты 2 навески по 500 *г* от средней пробы в 16 *т* глины. Полученные при этом результаты сведены в следующей таблице:

Взято для опыта белой глины в г	Получено отмученной глины в г	% выхода глины	Состав отмученной глины							Получено при отмучивании песку в г	Состав песка, полученного при отмучивании						
			SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	Потеря от прокаливания	H_2O		SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	Потеря от прокаливания	H_2O
500	250	50	46,04	35,83	2,45	1,15	0,36	14,00	1,60	212	89,00	6,94	1,22	0,78	0,50	1,00	0,75
500	263	52	45,64	32,41	1,63	0,86	0,50	15,30	1,36	222	88,40	7,83	0,81	1,15	0,26	1,64	0,69

Осветление отстойных вод было достигнуто в течение 8 часов.

Произведенные предварительные опыты показывают, что отмучиванием может быть получено около 50% тонкой высокопроцентной (по содержанию Al_2O_3) глины. Конечно, те же результаты следует ожидать и при отмучивании (в процессе промывки гали) белой глины, вмещающей кварцевую галю, так как исходный материал для образования белых глин был один и тот же (гранит). Только светло-желтые сорта глин могут давать несколько повышенное содержание железа. Следует отметить, что минералогический состав белой глины как до отмучивания, так и после отмучивания входит мусковит, присутствие которого не должно понижать ее огнеупорных свойств, так как сам по себе он является огнестойким материалом.

Ежегодная потребность проектируемого Богомоловского завода в кварце, при условии пиритной плавки, определяется в 100 000 *т*. Если во флюс пойдет кварцевая галя первых двух категорий—потребуется ежегодно промывать 1 600 000 *куб. м* горной породы, что даст кварцевой „мелочи" ($d < 6$ *мм*) — 73 000 *т*. За счет этой мелочи безусловно, может быть удовлетворена вся потребность в кварце, предположенного к постройке уральского областного завода динаса, которая определяется, приблизительно, в 25 000 *т* ежегодно. Значительное содержание в кварцевой мелочи Al_2O_3 и пониженное содержание SiO_2 вызывается недостаточно тщательной промывкой. Улучшая качество промывки, можно достигнуть почти полного удаления глинистого вещества, что повысит содержание SiO_2 до 96—97%.

Потребная для завода динаса огнеупорная глина (в количестве 750 *т* ежегодно) может быть с избытком получена при промывке кварцевой гали. Выход белой глины из 1 *куб. м* горной массы, по данным опытной промывки, составляет—0,6 *т*, что практически даст не менее 0,3 *т* тонко отмученной глины на 1 *куб. м* промытой горной массы. [1]) При ежегодной переработке 160 000 *куб. м* горной массы будет получаться $0{,}3\ т \times 160\,000 = 48\,000\ т$ отмученной глины. Кроме того, белая глина может быть получена в значительных количествах из лежачего бока месторождения.

Получающийся избыток белой отмученной глины может быть с выгодой употреблен для производства серно-кислого глинозема (коагулянта). Этим самым будет создана возможность частичного использования на месте серной кислоты, которая будет получаться при медноплавильном производстве проектируемого Богомоловского завода в таком большом количестве, что сбыт ее на сторону, безусловно, будет испытывать затруднения (учитывая плохую провозную способность серной кислоты).

Снабжение завода динаса известью (до 750 *т* ежегодно) возможно осуществить с месторождения известняка по р. Савотье.

В отношении снабжения минеральным топливом, возможно ориентироваться на Кизеловский район.

Таким образом, представляется возможным создать уральский областной завод динаса на побочных продуктах (кварцевая мелочь и белая огнеупорная глина), которые

[1]) Количество белой отмученной глины, которое будет получаться от 1 $м^3$ горной породы при промывке кварцевой гали, принято с большой осторожностью, в сторону преуменьшения.

будут получаться при промывке кварцевой гали для нужд проектируемого Богомоловского завода. Вопрос этот заслуживает внимания точно также и с точки зрения наиболее рационального использования месторождения кварцевой гали. В случае положительного его разрешения потребуются дополнительные детальные разведки и опыты для выяснения пригодности кварцевой мелочи для производства динаса.

28 февраля 1927 года.

Ст. Верхняя Пермской ж. д. Богомолстрой.

Проф. П. П. Пилипенко.

Литий в глауконитах.

Характерной особенностью нахождения лития в земной коре, как известно, является с одной стороны его распространенность, с другой— неспособность к концентрации, благодаря чему литий может быть констатирован, так сказать, всюду, но в крайне незначительных количествах.

Литий встречается: а) в магматических стеклах, б) в дифференцированных породах как основных, так в особенности кислых, в) в кислых остатках магм в виде пегматитов, пневматолитов и дейк, г) в контактных сланцах, ж) во многих осадочных породах, з) в почвах, и) в источниках ювенильного и вадозового происхождения, к) в водах рек и морей и л) в тканях растений, животных и человека [1]).

Месторождения лития от (а) до (г) включительно и частью в (и), очевидно, необходимо отнести к первичным, так или иначе связанным с магмой; в остальные местонахождения литий мигрировал в результате разрушения первичных форм нахождения и переноса в зону катаморфизма. В какой форме встречается литий во всех этих месторождениях, мы в большинстве случаев точно ответить не можем; только для пегматитов и пневматолитов с несомненностью устанавливается нахождение лития в виде индивидуализированных литиевых силикатов (петалит, сподумен, цинвальдит и лепидолит) и фосфатов (амблигонит, трифиллин и др.); возможно выделение лития в форме таких же соединений и в некоторых гранитах и сиенитах; в других случаях, повидимому, мы имеем дело с изоморфной примесью лития (турмалины, селитры); в большинстве же случаев форма соединения лития нам совершенно неизвестна; в особенности это необходимо подчеркнуть по отношению ко вторичным месторождениям лития.

Таким образом на основании имеющегося материала мы можем, повидимому, наметить для лития первичное рассеяние в магматических расплавах, дальнейшую концентрацию в пегматитах и пневматолитах, в особенности в форме фосфатов, а затем новое рассеяние в зоне катаморфизма.

---

[1]) Вернадский, В. И. — Извест. Акад. Наук 1910, т. IV, 2, стр. 1127; 1911, т. V, 2, стр. 1007; 1915, № 1, стр. 27.

Хлопин, В. Г. — Литий и его соединения. Птг. 1916. Матер. для изучения естеств. производит. сил России (литература).

Таблица 1.

№№	НАИМЕНОВАНИЕ	Место.	Спектроскопически		% содержан.	
			K	*Li*	*K*	*Li*
1	Темно-зеленые зерна глауконита в мергеле Sus_2	Гора Лысая у Саратова.	резко	дов. резко	4,98	0,17
2	„ „ „ в мергеле Sus_2	Гора Дурман бл. Н. Баниовки к югу от Саратова.	„	„ „	5,55	0,10
3	Темно-зеленый глауконит. песок (аквилонский ярус)	Егорьевский фосфоритный рудник Московского уезда.	„	„ „	4,85	0,19
4	Глауконит. темно-зеленый песок (нижн. отд. Саратов. яруса)	с. Пролейки Царицынского уезда.	„	„ „		
5	„ зеленовато-желт. песок (нижн. отд. Сарат. яруса) .	„ „ „ „	„	ясно, но слабее, чем в № 4		
6	Желтовато-зеленый глаук. песок (нижн. отд. Сарат. яруса) .	Пр. берег Волги против с. Калмыцкая балка, южнее Камышина.	„	ясно		
7	Зеленый глауконит. песок	г. Сталинград, прав. берег р. Царицы при ее впадении в Волгу.	„	„		
8	„ глауконит в кварцев. гравии	10 *км* от Н. Криуши Донск. обл. (М. М. М. У. № 19416) [1].	„	„		
9	Мелкопорошковатый, синевато-зеленый глауконит	Пейтгофер, окр. Вейвары Эстляндск. губ. (М. М. М. У. № 9934).	„	дов. резко		
10	Синевато-зелен. глаукон. в сером кварц. песке (нижн. силур.) .	Нарва (М. М. М. У. № 9429).	ясно	дов. ясно		
11	Зеленый плотный глауконит	г. Холм б. Люблин. губ. (М. М. М. У. № 14999).	резко	резко		
12	Сине-зеленый плотный глауконит	Удрнас б. Эстляндск. губ. (М. М. М. У. № 9433).	дов. резко	ясно		
13	Выветрившийся буровато-зеленый глауконит	с. Карово Калужск. губ. (М. М. М. У. № 8983).	„ „	слабо		
14	Синевато-зеленый глауконит в крупнозернистом песчанике .	Крюково Кременчугск. у., Полтавск. губ. (М. М. М. У. № 6119).	„ „	дов. резко		
15	Зеленый глауконит в сером песке	с. Бондари, р. Ломовис Тамбовск. г. (М. М. М. У. № 11241).	резко	„ „		
16	Выветрившийся зеленовато-бурый глауконит. песок	с. Коломенск. Моск. г., низовье Савкин. оврага (М. М. М. У. № 17098).	„	слабо		
17	Зеленовато-желтый глауконит. песок	д. Александровка, берег р. Печинги, Наровчатск. у., Пензенской губ.	дов. резко	дов. ясно		
18	Пылеватый глауконит. песок	Тузановичи Новогрудск. у., Минской губ. (М. М. М. У. № 14963).	ясно	„ „		

[1]) Минералогический Музей 1 Московского Университета.

Анализируя глауконiты из различных месторождений Саратовского края, я натолкнулся на интересный факт, что в состав всех глауконитов наряду с калием обязательно входит и литий, обычно, в количестве от 0,1 до 0,2% Li_2O. Помимо того, мной был проанализирован глауконит из Егорьевского фосфоритного рудника Московской губ., также показавший содержание Li_2O до 0,19%.

В виду этого мной были спектроскопически обследованы на литий глауконiты различных местностей СССР по материалам Минералогического Музея 1-го Московского Университета. Все пробы на литий дали положительный результат, как видно из ниже приводимой таблицы 1-й.

Материал для спектроскопического анализа отбирался посредством электромагнита, обрабатывался затем соляной кислотой в закрытой колбочке на водяной бане до полного разложения с выделением кремневого скелета глауконита и опробовался потом на спектр в пламени бунзеновской горелки.

Таким образом необходимо сделать вывод, что литий, наряду с калием, является обязательной составной частью если не всех, то громадного большинства глауконитов. Единственное указание на присутствие лития в глауконитах (0,01% Li_2O) имеется в анализе Швагера для глауконитового песка из M-te Brione, Gardasee [1]).

Принимая во внимание громадную распространенность глауконита в особенности в юрских, меловых и третичных отложениях, возможно, мне кажется, сделать следующие выводы: 1) глауконит представляет одну из важнейших форм концентрации лития в зоне катаморфизма; 2) содержание лития в глауконите должно быть принято в расчет при учете общего содержания лития в земной коре; 3) литий входит в состав глауконитов в виде изоморфной примеси к калию и 4) в очень многих случаях обогащение литием осадочных пород, почв и почвенных вод следует приписать предшествующему растворению глауконита и миграции лития в раствор.

Косвенным подтверждением этого вывода является то обстоятельство, что глауконiты, подвергшиеся выветриванию, всегда показывают более слабые линии спектра лития, чем глауконiты невыветрелые.

Тот же вывод хорошо подтверждается и на примере глауконитов из окрестностей г. Саратова: глауконит в изобилии встречается в аптских песках и глинах, сеноманских песках и сенонских мергелях—и воды соответствующих водоносных горизонтов все без исключения содержат в большем или меньшем количестве литий, всегда доказуемый спектроскопически и часто аналитически. По моим пробам литий имеется в следующих источниках и колодцах района г. Саратова (см. таблицу 2-ю).

Литий констатирован также и в воде Волги, всюду по правобережью принимающей в себя содержимое вышеуказанных водоносных горизонтов.

Во всех этих водных растворах литий является постоянным спутником калия, при этом необходимо отметить интересный факт, что иногда происходит, так сказать, разделение этих элементов, потому что в некоторых источниках содержание лития, судя по яркости спектроскопических линий, превосходит содержание калия.

Такое разделение, повидимому, возникает при процессе кристаллизации солей из соответствующих минеральных растворов. Основа-

[1]) Doelter. Handb. d. Mineralchemie Bd. II, Th. III, S. 345 сл.

нием для такого предположения служит следующее наблюдение: минеральный раствор из водоема № 2 на второй (нижней) терассе оползневой области горы Соколовой у Саратова, содержащий заметное количество калия и несколько меньшее количество лития, образует при выпотевании на близлежащих глыбах и обломках глин налеты и корки солей, показывающих в спектре резкие линии лития и натрия и весьма слабые линии калия.

Таблица 2.

№ №	Место	*K*	*Li*
1	Район горы Соколовой, водосточн. труба ниже новой водокачки (апт)	дов. резко	дов. резко
2	Район горы Соколовой, ключ у мостика по дороге от старой водокачки к г. Соколовой (апт) . .	„ „	„ „
3	Район горы Соколовой, ключ у подножия Соколовой горы, у провала (апт)	слабо	резко
4	Район горы Соколовой, бассейн № 1 (с юга) на нижн. терассе оползня горы Соколовой (апт) .	„	„
5	Район горы Соколовой, бассейн № 2 — оттуда же (апт)	ясно	„
6	Район горы Соколовой, бассейн № 3 — оттуда же (апт)	„	„
7	Вершина Глебучева оврага (угол Кирпичной и Камышинской ул.)	дов. резко	„
8	Район горы Лысой (Привокзальной), колодец на единоверческом кладбище (сеноман)	ясно	ясно
9	Район горы Лысой, колодец у дачи б. Малышева (сенон.)	„	„
10	Район горы Лысой, ключ из водосточной трубы в 100 к югу от дачи бывш. Малышева (сенон.)	„	„
11	Монастырская слободка, Наумовск. ул. д. № 59, колодец во дворе, $t = 7{,}8°$ C 23/VI — 1926 г. (сеноман.)	„	дов. резко
12	Монастырская слободка, колодец „Часовенка“ близ бывш. мужского монастыря, $t = 7{,}7°$ C 1/VII—1926 г. (сеноман.)	„	ясно
13	Монастырская слободка, колодец у 1-й трамвайной остановки, $t = 9{,}2°$ C (сеноман.)	слабо	„
14	Монастырская свободка, Лесная ул., колодец возле дома Кононова $t = 7{,}8°$ C (сеноман?)	ясно	резко
15	Монастырская слободка, „Скитский“ ключ, выше б. скита, $t = 8{,}3°$ C 17/VII—1926 г. (сенон.) . .	дов. ясно	ясно

Для спектроскопических проб сухой остаток от выпаривания 100 $см^3$ раствора подкислялся соляной кислотой и затем исследовался на спектр в пламени бунзеновской горелки.

Очевидно, при процессе выпотевания (благодаря различной скорости диффузии?) раньше всего выкристаллизовываются соли лития и натрия, а соли калия задерживаются в почве.

19 января 1927 г.
Минерал. Каб. Сарат. Ун-та.

Проф. В. Я. Мостович и горн. инж. С. М. Анисимов.

Исследование эфелей Дарасунского рудника.

(Из металлургической лаборатории цветных металлов Сибирского Технологического Института в Томске).

При амальгамационной фабрике Дарасунского рудника, находящегося в 80 *км* на с.-з. от станции Шилка, Забайкальской ж. д., от прежних работ накопился отвал в два миллиона пудов эфелей. Так как эфеля сравнительно богаты, то предполагалось извлечь из них золото помощью цианирования и притом, в силу стесненного финансового положения предприятия, по наиболее простому и дешевому варианту цианирования, каковым является перколяционный процесс. До постройки соответствующего завода решено было предварительно исследовать эфеля, что было произведено в металлургической лаборатории цветных металлов Сибирского Технологического Института.

Эфеля оказались сложными и упорным материалом, потребовавшим длительного исследования. Поэтому не безинтересным представлялось опубликование, как методики [1]) произведенного исследования, так и его результатов. Это казалось также необходимым, так как у нас, в Сибири, цианирование еще мало распространено, из его вариантов популярностью пользуется пока лишь исключительно перколяция и, если эфеля обнаруживают „подходящее" содержание золота, то их подвергают непосредственно перколяции без достаточно полного предварительного исследования. Плохое извлечение и осаждение золота при неожиданно высоком расходе реактивов, осложнения в процессе и малая выгодность дела—таковы часто результаты такой обработки эфелей и установление „наиболее простого и дешевого процесса" с наименьшими затратами приводит к финансовым потерям и неудачам.

Достаточно высокое или „подходящее" содержание золота, внешний вид и некоторые физические свойства эфелей—критерии, совершенно недостаточные для решения вопроса о пригодности для данного материала перколяционного процесса. Наиболее простой и дешевый по выполнению перколяционный процесс предъявляет к эфелям наиболее серьезные требования. Процесс пригоден для материала, удовлетворяющего следующим условиям:

1) эфель должен хорошо фильтровать, что свойственно, вообще, кристаллическому материалу и скорость фильтрования должна быть не менее 1—1,5 *дм* в час;

2) золото в эфеле должно быть мелкое, свободное и обнаженное, так как скорость растворения золота при перколяции весьма мала. От крупного золота в течение нормальной продолжительности перколяции, т.-е., 5—7 дней, растворяется лишь меньшая часть, связанное золото или охваченное пленкой нерастворимых в воде веществ, например, гидратов железа совершенно не растворяется. Все это обусловливает богатые хвосты и низкий процент извлечения;

---

[1]) См. список литературы в конце статьи.

3) материал не должен содержать поглотителей цианистого калия и восстановителей. Первые вызывают большой расход цианида, вторые—поглощают кислород, замедляя тем растворение золота и, следовательно, самый процесс его извлечения;

4) процент извлечения золота должен быть удовлетворительный в течение времени, нормального для перколяции. Хорошим считается извлечение в 80—85%.

Задачи лабораторного исследования эфеля.

Лабораторное исследование эфеля имеет целью установить следующее:

1) точное содержание золота,
2) химический и минералогический состав материала,
3) ситовой анализ, а равно количества песка, ила и концентратов,
4) физические константы: удельный вес, объемный вес, пористость,
5) максимальное извлечение золота,
6) применимость перколяции:
   а) скорость перколяции,
   б) количество влаги, задерживаемой эфелем при перколяции,
   в) расход реактивов, цианида и щелочи,
   г) процент извлечения золота,
   д) продолжительность обработки одной нагрузки или одного чана,
7) необходимость вспомогательных операций, каковы: предварительная промывка, окисление,
8) необходимость классификации,
9) необходимость концентрации.

Определение содержания золота. Определение содержания золота или опробование эфеля есть первая задача, которая должна предшествовать всей остальной работе, так как, если содержание золота в эфеле ниже экономического минимума, возможного по местным условиям, то все дальнейшее исследование для выяснения условий обработки эфеля излишне и вопрос о возможности выгодной обработки последнего решается отрицательно.

В лабораторию обычно доставляется с рудников средняя проба эфеля весом от 25 до 100 *кг*, взятая на месте от эфельного отвала по определенным правилам и представляющая массу материала в миллион и более пудов. Так как по содержанию и свойствам этой небольшой пробы эфеля приходится оценивать и судить о свойствах всего материала в отвале, то, как взятие средней пробы, так и последующее ее сокращение в лаборатории должны производиться со всей возможной тщательностью. Здесь не может быть излишнего педантизма. Несоблюдение небольших и мало значащих, казалось бы, деталей при пробоотбирании скажется весьма неприятно во всей последующей работе.

Проба эфеля с рудников поступает в лабораторию либо влажной, либо замороженной. Результаты же лабораторного исследования относятся к воздушно-сухому эфелю, т.-е., к материалу с тем процентом влаги, который он усваивает при лежании в лабораторной атмосфере. Поэтому полученную пробу взвешивают на десятичных лабораторных весах, быстро разбивают на куски или комья, рассыпают на полу лаборатории и высушивают при комнатной температуре (12—15° R) без измельчения и искусственного нагревания до того момента, как эфель начнет пылить. Измельчение изменяет величину зерна, что недопустимо, так как эфель обычно обрабатывают по перколяционному способу непосредственно без дополнительного измельчения с той величиной зерна, с какой он оставил амальгамационную фабрику. Форсированная сушка при нагревании может повлиять на химический состав эфеля, например, изменить содержание гидратов, связанной воды или вызвать окисление сульфидов,

следовательно, образование серной кислоты и ее солей и повлиять на фильтрующую способность эфеля.

Эфель время от времени перелопачивают. Сухой эфель слегка увлажняют помощью пульверизатора и просеивают через сито с отверстиями 2 *мм* × 2 *мм* для отделения посторонних предметов, каковы щепки, галька, бумага и т. д. Отделенный мусор и эфель взвешивают и, таким образом, определяют чистый вес воздушно-сухого эфеля. Увлажнение эфеля необходимо, оно предотвращает образование пыли. Работа в пыльной атмосфере весьма тяжела. При последующих операциях сокращения влага быстро испаряется и эфель снова становится воздушно-сухим.

Проба Дарасунского эфеля поступила в лабораторию в форме замороженного монолита весом 100 *кг*. Проба просушивалась и оттаивалась при комнатной температуре в течение 4 суток, затем просеивалась через сито 2 *мм* × 2 *мм*.

Получено: вес воздушно-сухого эфеля . . . 85,2 *кг*
„ мусора . . . . . 1,6 „

Итого . . . 86,8 *кг*.

Следовательно, процент влаги в пробе: $(100 - 86{,}8) : 100 = 13{,}2\%$.

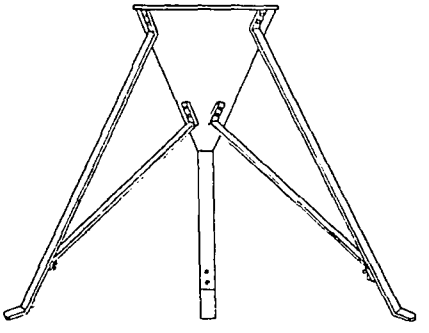


Рис. 1. Конус. 1/14

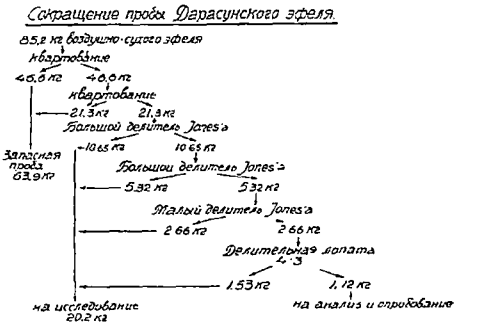


Рис. 2. Схема сокращения пробы Дарасунского эфеля.

Сокращение средней пробы (2). Для такого мелкого материала, как эфель, квартование является вполне надежным методом сокращения. В нашей лаборатории квартуют несколько раз до получения 15—20 *кг* материала, каковое количество весьма удобно сокращается помощью большого рифленного делителя Jones'a 40 *см* × 30 *см* до 5—6 *кг*; эти 5—6 *кг* сокращают помощью малого делителя Jones'a 12 *см* × 10 *см* до 2—3 *кг*. Последнее сокращение производят посредством делительной желобчатой лопаты до 1—1,5 *кг*, каковое количество является окончательной пробой и служит для опробования и анализа.

Для сбрасывания на конус при квартовании мы пользуемся жестяным конусом, высота которого составляет 57 *см* и диаметр основания 25 *см* (см. рис. 1).

Конус укреплен на трех ножках вершиной вниз; в вершине конуса имеется отверстие диаметром 2,5 *см*, которое можно уменьшать помощью жестяных втулок. Для свободного высыпания эфеля отверстие в 15 *мм* является вполне подходящим. При применении этого прибора избегается смещение вершины конуса и, следовательно, исключается главный недостаток операции. Конус эфеля разравнивают до диска толщиной 10 *см*, квартуют и повторяют операцию до получения около 20 *кг* эфеля. Порядок сокращения 85,2 *кг* Дарасунского эфеля показан на нижеследующей схеме, рис. 2.

Опробование. Последняя от сокращения проба измельчается до 150 отверстий в дисковой мельнице. В результате измельчения получается неоднородный материал, о чем свидетельствуют наблюдаемые в нем слои, различно окрашенные. Поэтому для получения правильных результатов тонко измельченную пробу тщательно перемешивают в шаровой или стержневой мельнице в течение $^1/_2$ часа. К необходимости этой операции привела нас разница при непосредственном опробовании даже весьма тонко измельченной, но не перемешанной конечной пробы.

Определение золота производится помощью тигельной плавки по шихте, зависящей от состава эфеля. При эфеле с окислительной или восстановительной способностью обязательна предварительная проба, для определения количества восстановителя или окислителя для плавки. Ставят от 4 до 6 проб по 50—100 *г* каждая. Вес веркблея для точности проб должен составлять от 50 до 60% от навески эфеля. Присадка серебра производится непосредственно к шихте тигельной плавки и зависит от содержания золота в эфеле. По Rose наилучшие результаты получаются, если отношение *Ag* : *Au* в корольке от купелирования веркблея равно:

При весе золота	Отношение *Ag* : *Au*
меньше . . . 0,1 *мг*	20—30 : 1
около . . . 0,2 „	10 : 1
„ . . . 1,0 „	6 : 1
„ . . . 10,0 „	4 : 1
больше . . . 50 „	$2\frac{1}{4}$: 1

При таком отношении *Ag* : *Au* королек серебристого золота при разваривании в HNO_3 удельного веса 1,06 не рассыпается, а дает одну или несколько крупных пластинок, что ускоряет все операции по определению *Au* и обеспечивает получение точных результатов.

Результаты опробования Дарасунского эфеля.

Предварительная проба:

эфеля 20 *г* . . . . . | вес веркблея 18,5;
безводной соды 20 *г* . . . | восстановительная способность эфеля =
глета 40 *г* . . . . . | = 18,5 : 20 = 0,92 *г*.
сухой буры 15 *г* . . . . |

Окончательная проба:

эфеля	100 *г*
безводной соды	100 „
глета	150 „
буры	30 „

Ag около 10 *мг*.

KNO_3 — 11 *г* для одной пробы и по 13,5 *г* для трех проб.

Веса веркблеев: 57 *г*, 48 *г*, 48 *г*, 48 *г*. Веркблеи прошерберованы, скупелированы и корольки, после разваривания, дали нижеследующие количества золота:

Au — 1,1 *мг* | среднее 1,1 *мг Au* в 100 *г*
Au — 1,12 „ | эфеля или в 1 м. тонне —
Au — 1,07 „ | 11 *г* золота, в 100 пуд. —
Au — 1,10 „ | 4,22 зол. *Au*.

Для контроля тем же путем была опробована запасная часть эфеля (63,9 *кг*). Результаты опробования трех навесок эфеля по 50 *г* каждая:

Au — 0,55 *мг*
Au — 0,55 „
Au — 0,54 „

среднее 0,55 *мг Au* в 50 *г* эфеля, что отвечает 11 *г Au* в 1 м. тонне.

По содержанию золота эфель является богатым, так как обычное содержание золота в наших эфелях редко превышает 3—5 *г* в 1 м. тонне.

Химический и минералогический состав эфеля.

Знание химического и минералогического состава эфеля необходимо, так как оно в значительной степени облегчает исследование, позволяя заранее сделать ряд ценных заключений относительно способа и результатов обработки материала. Так, например, значительное количество аморфных частиц в эфеле указывает на вероятность плохой фильтрации и необходимость классификации; наличие сульфидов требует выяснения вопроса о распределении золота между породой и сульфидами и необходимости концентрации; значительное количество растворимых в цианиде медных минералов ставит под сомнение целесообразность непосредственного цианирования. Свободная серная кислота или металлические сульфаты могут вызвать большой расход реактивов (цианида и щелочи) и необходимость подготовительной операции, как промывка; присутствие в эфеле восстановителей, как веществ поглощающих кислород, потребует усиленной аэрации и т. д.

Количественный анализ эфеля производится по указаниям качественного по обычным методам аналитической химии. Для ускорения работы отдельные элементы определяют из особых навесок, отобранных от пробы, послужившей для определения золота. При колчеданистых эфелях необходимо определение общей, сульфатной и сульфидной серы, количества свободной H_2SO_4, сульфатов, растворимых в воде, слабой серной (3—5%-ной) и сернистой (3—5%-ной) кислотах.

Общая сера определяется по Фрезениусу или по следующему способу: 1,25 или 2,5 *г* эфеля растворяют на холоду в 20—30 *куб. см* насыщенного раствора $KClO_3$ в HNO_3 удельного веса 1,4. По окончании бурной реакции пробу выпаривают на водяной бане досуха, а затем два раза с 5 *куб. см* HCl (1,19). Сухой остаток растворяют в 10 *куб. см* HCl (1,19) при нагревании, разбавляют водой, переносят в 250 *куб. см* колбу, насыщают 7 *г* химически чистой соды, кипятят, охлаждают, разводят водой до метки и фильтруют. В двух порциях фильтрата по 100 *куб. см* (что соответствует 0,5 или 1 *г* эфеля) определяют серную кислоту осаждением $BaCl_2$ после подкисления соляной кислотой и кипячения до удаления CO_2.

Для определения сульфатной серы в 250 *куб. см* — колбу помещают от 10 до 25 *г* эфеля, 5 *г* химически чистой соды, 100 *куб. см* воды, кипятят около одного часа, по охлаждении разводят водой до метки и в двух порциях фильтрата по 100 *куб. см* (что отвечает 4 или 10 *г*) определяют серную кислоту обычным способом. Разность между общей и сульфатной серой даст сульфидную серу.

Помимо точного количественного анализа, весьма важным является рациональный анализ или установление форм соединений главнейших элементов в эфеле, могущих так или иначе повлиять на протекание процесса.

Возьмем для примера железо. Количественный анализ укажет точно процент *Fe* в эфеле, но этого недостаточно. Железо в эфеле может находиться в форме нейтральных или вредных для процесса соединений. Так, например, неизмененные, свежие сульфиды, как пирит и марказит — безвредны, пирротин же, легко окисляющийся, в особенности в щелочной среде и реаги-

рующий со щелочами, вреден, ибо замедляет растворение золота, связывает KCN, образует H_2SO_4, разрушающую KCN. Из окисленных соединений железа нейтральными для процесса являются лишь $Fe(OH)_3$ и Fe_2O_3, вредными — сульфаты закиси и окиси. Значительные количества гидратизованного железа (бурый железняк и т. п.) могут затруднить извлечение золота чисто механически, если они обволакивают золото в виде трудно—проницаемой для растворов оболочки (золото в рубашке). То же относится к меди. Не вся медь, заключающаяся в эфеле, является вредной при процессе; вредны лишь соединения меди, легко растворимые или реагирующие с цианидом. К безвредным соединениям относится, например, неизмененный медный колчедан, весьма вредны $CuSO_4$, простые сульфиды (Cu_2S, CuS), окислы, гидраты и силикаты меди.

Обычно в эфелях содержание меди не превышает 0,1—0,2%. При таком малом содержании определение общей меди производят из навесок по 5 *г*. Затем навески по 50 *г* эфеля агитируют на холоду с водой и сернистой кислотой. По водной вытяжке определяют количество Cu, находящейся в эфеле в виде $CuSO_4$, по вытяжке с H_2SO_3 — медь в виде ее окисленных соединений (CuO, Cu_2O, $CuCO_3 \cdot Cu(OH)_2$, силикаты).

По сернокислой вытяжке 1%-ной H_2SO_4 из 50 *г* эфеля определяют количество растворимых закисного и окисного железа. Пробу агитируют с серной кислотой (1%-ной) в атмосфере углекислоты во избежание окисления железа в течение 1—2 часов.

Анализ Дарасунского эфеля дал следующие результаты:

SiO_2	70,84%
Fe общ.	12,53%
Al_2O_3	2,90%
Cu общ.	0,23%
Ss	4,20%
SO_3	0,98%
CuO	0,10%
O_2, H_2O (по разн.) .	8,22%
	100,—

Рациональный анализ.

Соединения железа. Согласно микроскопического анализа в эфеле железо находилось в виде пирита, бурого железняка и безводной окиси железа. В водной вытяжке, произведенной на холоду из 50 *г* эфеля, оказались лишь SO_3, $Fe^{\cdot\cdot}$ и следы $Fe^{\cdot\cdot\cdot}$

Те же результаты дала сернокислотная вытяжка. Таким образом, из сульфатов железа эфель содержит лишь растворимый сульфат $FeSO_4$, количество которого оказалось равным 0,114%.

Медные соединения. Так как общее количество меди в эфеле составляет лишь 0,23%, то для определения медных минералов 200 *г* эфеля были подвергнуты концентрации и полученные концентраты изучены под микроскопом. Из медных сульфидов в концентратах оказался лишь медный колчедан. Одна навеска в 50 *г* эфеля агитировалась на холоду в течение 2 часов с 250 *куб. см.* 3%-й H_2SO_3, другая с таким же количеством 2%-й H_2SO_4. В водной вытяжке эфеля, произведенной при тех же условиях, но в атмосфере CO_2, меди не оказалось. Анализ сернистокислого и сернокислого растворов дал идентичные результаты, а, именно, 0,045, растворимой меди. Следовательно, из окисленных соединений меди в эфеле находятся лишь окись, карбонат или силикат, но не $CuSO_4$. Остаток меди, а именно, 0,23 — 0,045 = 0,185% заклю-

чается в эфеле в виде медного колчедана; 0,185% *Cu* соответствуют 0,534% $CuFeS_2$.

На основании этих данных не трудно расчитать рациональный состав эфеля. Нерастворимая часть меди образует $CuFeS_2$, остальная медь находится в виде окисных соединений, например, *CuO*. Сульфидная сера распределяется между медным колчеданом и пиритом. Зная количества *Cu* и *S*, связанные в $CuFeS_2$, определяем серу, связанную с железом в пирите. Из общего количества железа вычитаем железо, заключающееся в медном колчедане и пирите; полученная разность представит собою окисленное железо; последнее слагается из нерастворимого окисного и растворимого закисного железа.

Медь общ. 0,23% } *Cu* в $CuFeS_2 = 0{,}23 - 0{,}045 = 0{,}185\%$,
Cu в виде *CuO* 0,045% }

каковые связывают 0,186% *S* и 0,163% *Fe*.

Следовательно: $CuO = 0{,}056\%$

$CuFeS_2 = 0{,}534\%$

Железо общее—12,53%

Fe в $FeSO_4$: $0{,}114\% = 0{,}311\%$ $FeSO_4$.

Fe нерастворимое: $12{,}53 - 0{,}114 = 12{,}416\%$; 12,416% *Fe* есть сумма железа в $CuFeS_2$, FeS_2 и окислах железа.

Пирит. Количество пирита:

(Сульфидная сера—сера в $CuFeS_2$) $\cdot \frac{FeS_2}{S_2} = (4{,}2 \cdot 0{,}186) \cdot 1{,}871 = 7{,}51\%$ FeS_2.

Следовательно:

Fe растворимое	0,114%	$= 0{,}311\%$ $FeSO_4$
Fe в пирите	3,31%	$= 7{,}51\%$ FeS_2
Fe в $CuFeS_2$	0.163%	$= 0{,}534\%$ $CuFeS_2$
Fe в окислах	8,943%	
Сумма	12,53.	

Из 0,98% SO_3 — 0,164% связаны с железом в виде $FeSO_4$; остальное количество SO_3 или 0,816% находится частью в виде свободной H_2SO_4, частью связано, вероятно, с глиноземом. Но эта серная кислота не определялась.

Таким образом рациональный состав эфеля представляется в следующем виде:

SiO_2 (кварц свободн. и связан.)	70,84%
Al_2O_3	2,90%
FeS_2	7,51%
$FeSO_4$	0,311%
Fe окисл.	8,943%
$CuFeS_2$	0,534%
CuO	0,056%
SO_3	0,816%
	91,91%
O_2, H_2O по разности	8,09%
	100%

Минералогический состав эфеля. В поле зрения микроскопа в эфеле можно было отличить осколки чистого, прозрачного и матового кварца, пирит и бурый железняк.

Благодаря присутствию железистой охры. отдельные минералы сильно инкрустированы ею. Это затуманивает картину и не дает возможности обнаружить в пробе эфеля минералы, присутствующие в незначительном количестве. В таком случае более определенные результаты получаются при микроскопическом анализе классов от ситового анализа, произведенного комбинированным способом, с отмывкой наиболее тонких классов. В классах зерна обособлены, свободны от примазки и легко могут быть отличены. Но и этот путь все же не всегда ведет к цели, так как не позволяет обнаружить в эфеле сульфидов, находящихся в очень малых количествах, ибо последние могут лишь случайно оказаться в пробе, отобранной от класса для наблюдения. Наиболее точное представление о характере сульфидов или других тяжелых минералов и их относительном количестве в эфеле дает исследование концентратов, выделенных из эфеля или, еще лучше, шлифа, приготовленного из этих концентратов. Для этой цели пользуются следующей установкой. В большой фарфоровой чашке диаметром 30 *см* устанавливают стеклянный цилиндр диаметром 5 *см*., наполняют его водой и опускают в него одно колено стеклянной 3 *мм* трубки, согнутой под прямым углом. Свободный конец трубки соединяют с водопроводным краном резиновой трубкой с зажимом. В цилиндр непрерывно всыпают тонкой струей пробу эфеля и одновременно пускают воду, регулируя напор ее так, чтобы через край цилиндра перетекали лишь более мелкие частицы песка и ила. Этим путем удается отделить почти чистый концентрат, в котором находятся все сульфиды, заключавшиеся в эфеле. Концентраты изучают под микроскопом. Еще более рельефную картину дает изучение шлифа, приготовленного из концентратов, что производится по способу описанному в книге проф. *Schneiderhöhn'a* (3). Смесь из 1 в. ч. венецианского скипидара, 3 ч. дамаровой смолы и 2 ч. шеллака сплавляется в шербере при температуре ~ 100° С. В расплавленную мастику быстро вмешивают стеклянной палочкой небольшое количество концентратов. По застывании получается хорошо шлифующаяся масса. Шлиф изучают под микроскопом в отраженном свете непосредственно или после травления соответствующими реактивами.

Изучение шлифа из концентратов, полученных из Дарасунского эфеля, показало, что в них доминируют бурый железняк и пирит; в очень небольшом количестве имеются медный колчедан и свинцовый блеск.

Ситовой анализ, количество песка, ила и концентратов.

Цель ситового анализа — определить степень измельчения эфеля. По проценту отдельных классов, их характеру (кристаллический или аморфный), количеству ила можно более или менее точно выяснить фильтрующую способность эфеля. Ситовой анализ производится сухим, мокрым или комбинированным путем, вручную или помощью автоматически действующего прибора.

Анализ сухим путем заключается в том, что навеску в 100 или 200 *г* средней пробы эфеля просеивают последовательно через серию нормальных сит. Мы пользуемся серией I. M. M. или Tyler'a, (модуль сит Tyler'a равен $\sqrt{2}$). Сперва просеивают через сито 200 [1]) и получают класс — 200; материал, оставшийся на сите 200, заключает все классы до 200 включительно; его просеивают через остальные сита серии, начиная с сита 40. Через каждое

[1]) № сита обозначается числом отверстий в одном лин. дюйме. Продукт, остающийся на сите, обозначают соответствующим № сита со знаком +, просев обозначают № сита со знаком —.

сито сеют до отказа. Сухое просеивание требует много времени, дает менее чистые и однородные классы, так как крупные зерна инкрустированы мелкими и охристым илом, отчего отделение зерен друг от друга недостаточно совершенно.

Мокрый путь состоит в том, что сито с навеской эфеля опускают на половину высоты в широкий сосуд с водой. При осторожном и повторном поднятии и опускании сита создается ток воды, которым и притягиваются частицы материала через сито. Начинают с сита 200. Продукт + 200 переносят на сито 40, промывают на нем таким же образом и получают класс + 40; прошедшее через сито 40 переносят на сито 60 и повторяют операцию с остальными ситами серии. Каждый продукт отфильтровывают, высушивают и взвешивают. В качестве фильтра в лаборатории пользуются квадратной деревянной рамкой, на которой натянут холст. Рамка устанавливается на другой рамке тех же размеров, укрепленной на четырех ножках.

На предварительно хорошо увлажненный холст кладут кусок фильтровальной бумаги. Фильтр устанавливают над керамиковым горшком или чашкой. Осадок сушат вместе с фильтровальной бумагой, легко отделяющейся от сухого материала. Сухой продукт взвешивают. Мокрый способ дает более однородные и чистые классы. Как сухой, так и мокрый способ требует много времени. Более быстрым и совершенным является следующий комбинированный способ: 200 г эфеля взмучивают в стеклянном цилиндре с избытком воды и мутный декантат сливают через сито 200, установленное над горшком. Взмучивание и декантацию повторяют, пока декантат станет почти прозрачным. Тогда материал + 200 переносят на сито 200, тщательно промывают водой и высушивают на сите 200 при слабом подогревании, для чего сито укрепляют на штативе над газовой горелкой. Сухой продукт просеивают последовательно через серию сит, начиная с сита 40 и кончая ситом 200 и каждый + класс взвешивают. При этом получают еще небольшое количество класса — 200. Соединенным декантационным водам дают отстояться в течение ночи, спускают сифоном (резиновой трубкой) прозрачную воду, осадок переносят на фильтр, на котором и просушивают. Взвесив сухой материал и прибавив к нему то, что отсеялось через сито 200 из всех классов до 200 включительно, получают класс — 200. Классы получаются однороднее и чище; вся же операция при применении механического просеивания требует не более 4—5 часов времени. В нашей лаборатории для ситового анализа пользуются сеющей машиной, изготовляемой фирмой W. S. Tyler в Кливеленде [1]). Машина состоит из платформы, подвешенной на двух тягах и приводимой в сильное сотрясение от электромотора и передачи, работающей в масле. В приборе укрепляют гнездо из пяти сит, вставленных одно в другое телескопически, с поддоном и крышкой. Вся система, кроме сотрясений в горизонтальном направлении, получает частые удары по вертикальной оси от особого бойка. Просеивание производится в течение определенного промежутка времени, регулируемого автоматически действующим выключателем тока.

Обыкновенно сеют тридцать минут. Автоматическое просеивание совершенно устраняет влияние личности, дает для нескольких проб совпадающие результаты и сильно сокращает продолжительность ситового анализа. Следующий пример иллюстрирует сказанное.

Три навески измельченной руды, одна в 200 г и две по 100 г, подвергались ситовому анализу: одна ручным способом, вторая—механическим в течение 15 минут, третья — механическим в течение 30 минут. При этом получены результаты, приведенные в таблице I.

[1]) W. S. Tyler'a. Ohio, Cleveland U. S. A. Стоимость машины в 1914 г. составляла 200 американских долларов.

Таблица I.

Ручной ситовой анализ.

Классы	Сита J. M. M. г	%	Кумулят. %
+ 40	10,45	5,22	—
60	43,30	21,65	26,87
80	22,95	11,48	38,35
100	13,65	6,82	45.17
150	22,40	11,20	56,37
200	13,40	6,70	63,07
— 200	73,85	36,93	100 —
	200—	100 —	

Механический ситовой анализ в течение 15 минут.

Классы	г	%	Кумулят. %
+ 40	3,10	3,10	—
60	16,65	16,65	19,75
80	14,25	14,25	34,00
100	9,20	9,20	43,20
150	11,20	11,20	54,40
200	6,25	6,25	60,65
— 200	39,35	39,35	100—
	100—	100—	

Механический ситовой анализ в течение 30 минут:

Классы	г	%	Кумулят. %
+ 40	3,0	3,0	—
60	15,47	15,47	18,47
80	14,35	14,35	32,82
100	7.90	7,90	40,72
150	12,15	12,15	52,87
200	5.70	5,70	58,57
— 200	41,43	41,43	100,0
	100,0	100,0	

При механическом анализе разделение зерен по классам более совершенное, продолжительность анализа в три раза меньше ручного. Результаты механического просеивания для 15 и 30 минут весьма близки другу к другу и 30-минутное просеивание вполне достаточно для получения точных результатов.

Эфеля наших амальгамационных фабрик весьма плохо классифицированы и заключают значительные количества ила. В эфеле мы различаем песок, тонкий песок — 200 и ил — 200. Ил — 200 представляет ту часть материала, которая после взмучивания с избытком воды оседает медленно без присадки извести, как коагулятора, и не кристаллична. Этот некристалличный ил вызывает при перколяции наибольшие затруднения, замедляя скорость фильтрования эфеля, понижая извлечение и т. д. Поэтому в эфеле необходимо определять настоящий ил (true slimes). Этот продукт получают путем многократного взмучивания навески эфеля с избытком воды и декантацией взвешанной мути до тех пор, пока декантат не станет вполне прозрачным. Стеклянный цилиндр высотой 30 *см* и диаметром 6 *см* наполняют на половину водой, вносят 200 *г* эфеля, дополняют водой на 2—3 *см* ниже края и, перекрыв отверстие цилиндра ладонью правой руки, энергично встряхивают до полного взмучивания эфеля. Дают отстояться, измеряют высоту столба воды над осадком и дополняют цилиндр водой до определенной высоты, напр., 200 *мм*. По данным Ричардса [1]) скорость падения кварцевых зерен в воде следующая:

[1]) R. Richards. Ore dressing (in one volume) p. 269.

Сред. диам. зерна	Сито №	Скорость падения в воде *мм* в секунду
0,121 *мм*	100	10,2 *мм*
0,0846 „	150	5,05 „
0,0629 „	200	2,52 „

Диаметр частиц настоящего ила близок к — 200. Следовательно, при высоте слоя воды в цилиндре в 200 *мм* для отделения частиц „— 200", необходимо декантировать мутную воду со взвешенным в ней илом через 200 : 2,5 = 80 секунд после каждого взмучивания. За это время успеют осесть все частицы „— 200" и меньше. Декантаты собирают в особом сосуде. Взмучивание, отстаивание и декантацию повторяют до получения совершенно прозрачного декантата, что требует на 200 *г* эфеля от 6 до 10 литров воды. Для ускорения оседания к отделенной иловой мути прибавляют несколько *куб. см* раствора алюминевых квасцов. С вполне осевшего ила сифоном сливают прозрачную воду, ил переносят на фильтр, сушат и взвешивают. Отмытый песок также высушивают и взвешивают. Так определяют количество песка и мытого ила в эфеле. В классе — 200, полученном при анализе комбинированным способом, заключаются тонкий песок — 200 и мытый ил — 200. Зная вес класса — 200 и вычтя из него вес мытого ила, получают количество тонкого песка — 200.

Результаты ситового анализа Дарасунского эфеля комбинированным способом:

Навеска эфеля 200 *г*.

Классы	*г*	%	Кумулят. %
+ 40	36,9	18,5	—
60	18,7	9,3	27,8
80	21,2	10,6	38,4
100	16,3	8,2	46,6
120	7,8	3,9	50,5
150	10,1	5,0	55,5
200	14,5	7,2	62,7
— 200 песок + ил	74,5	37,3	100,0
	200,0	100,0	

Количество мытого ила. 400 *г* эфеля отмучивались в стеклянном цилиндре порциями по 200 *г*. Отстаивание производилось так, что скорость оседания частиц была больше 2,5 *мм* в секунду. При этом осел лишь песок с величиной зерна до + 200, не осели ил и песок — 200.

Получены следующие результаты:

песка	288 *г*	72%
продукта — 200 .	112 „	28%
	400 *г*	100%

Следовательно, в 200 *г* эфеля заключается 28% или 56 *г* ила; 74,5 *г* класса — 200 (из 200 *г* эфеля) состоят из 56 *г* собственно ила и 74,5 — 56 = = 18,5 *г* тонкого песка — 200; количество этого продукта составляет 9,3%. Полный ситовой анализ эфеля приобретает следующий вид:

Классы	*г*	%	Кумулят. %
40	36,9	18,5	—
60	18,7	9,3	27,8
80	21,2	10,6	38,4
100	16,3	8,2	46,6
120	7,8	3,9	50,5
150	10,1	5,0	55,5
+ 200	14,5	7,2	62,7
— 200 песок	18,5	9,3	72,0
— 200 ил	56,0	28,0	100,0
	200,0	100,0	

Результаты ситового анализа принято выражать или в обыкновенных или в, так называемых, кумулятивных процентах. Под кумулятивным процентом понимают то количество материала, которое осталось бы на данном сите, если бы только одно это сито было употреблено для ситового анализа навески или, другими словами, чтобы получить кумулятивный процент для какого-либо сита, необходимо прибавить к весу материала, оставшегося на данном сите, коли, чество материала, оставшегося на всех предыдущих ситах серии. Данные ситового анализа, выраженные в обыкновенных или кумулятивных процентах могут быть представлены в форме таблиц и диаграмм.

Графическое изображение ситового анализа имеет известные преимущества. Так, кривые, построенные для двух или более ситовых анализов, дают возможность изобразить их различие в более наглядной и сжатой форме, чем соответствующие таблицы. Из различных методов построения кривых ситового анализа в практике привились два, а именно: построение кумулятивной кривой и кумулятивной логарифмической кривой.

Диаграмма, построенная тем или другим методом, представляет кривую кумулятивных процентов; абсциссами этой кривой являются размеры отверстий сит, а ординаты—кумулятивные проценты. Различие между прямой и логарифмической диаграммой состоит в том, что при прямом построении на оси абсцисс откладываются либо действительные размеры отверстий сит, либо отрезки им пропорциональные, тогда как при логарифмическом — откладывают логарифмы диаметров отверстий. В зависимости от этого, в прямой шкале горизонтальные расстояния между двумя смежными размерами увеличиваются или уменьшаются в том же самом отношении, в каком находятся отверстия соответствующих сит. В логарифмической кривой абсциссы представляют собою логарифмы диаметров отверстий этих сит; но, так как отношение между диаметрами отверстий в системе Tyler'a есть величина постоянная, то горизонтальная шкала отверстий сит будет шкалой равных промежутков.

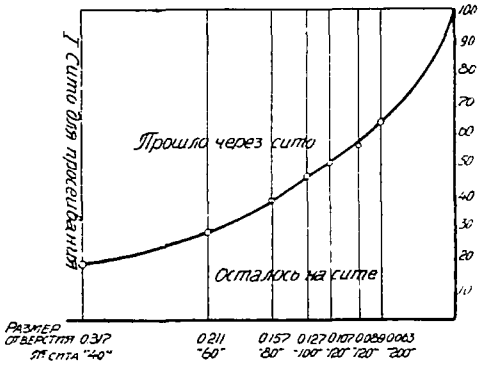


Рис. 3. Ситовой анализ Дарасунского эфеля в кумулятивных процентах.

Разница между диаметрами отверстий в серии нормальных сит очень мала для тонких сит и сравнительно велика для грубых сит. На рис. 3 изображен ситовой анализ Дарасунского эфеля, составленный по таблице на стр. 20. Абсциссы кривой представляют размеры отверстий сит, ординаты—кумулятивные проценты.

Микроскопическое исследование классов. Для классов до + 150 увеличение 51, для остальных — 82.

Класс + 40. Крупный, прозрачный и матово-белый кварц, частью окрашенный окислами железа. Крупные кристаллические зерна пирита, лишь в незначительной степени связанные с породой. Зерна бурого железняка.

Классы + 60 до + 100. Картина та же. Пирит свободен.

Классы + 150 до песка — 200. Материал кристалличен, пирита больше, чем в более крупных классах, но весь он обнажен и свободен. Окислы железа. Ни в одном из классов не было заметно видимого золота. Таким образом при данной степени измельчения пирит, как доминирующий сульфид, концентрируется в более мелких классах, а именно, + 150, 200 и — 200. Во всех классах пирит свободен и лишь в крупных классах в незначительной степени ассоциирован с породой. Золото мелкое.

Данные химического, минералогического и ситового анализа позволяют сделать следующие предположения относительно условий обработки эфеля:

1. Скорость перколяции эфеля будет мало удовлетворительной в виду значительного процента в нем ила.

2. Если сульфиды содержат золото, то при перколяции бо́льшая часть его, связанная в сульфидах, не будет извлечена и останется в хвостах.

3. Большая кислотность эфеля, присутствие в нем меди и сульфата закиси железа обусловят значительный расход цианида и щелочи. Большой расход щелочи замедлит перколяцию в виду образования при этом гидратов железа и глинозема. Сульфат закиси железа, действуя, как восстановитель, будет поглощать кислород из растворов, что замедлит растворение золота. Наличность восстановителя потребует усиленной аэрации эфеля.

4. В случае необходимости концентрации, свободное состояние пирита во всех классах обеспечит легкость полного отделения его простыми способами, напр., на столах

Все эти предположения привели к необходимости произвести классификацию и концентрацию эфеля.

Классификация эфеля. Цели классификации: 1) отделение ила от песка для повышения, как фильтрующей способности песка, так и извлечения из него золота, 2) выяснение распределения золота между песком и илом, 3) получение отсортированного продукта, что необходимо для испытания концентрации.

Классификация производится либо помощью лабораторных классификаторов, напр., небольшого шпицкастена с двумя отделениями, либо путем отмучивания. Мы пользуемся тем и другим способом, в зависимости от количества материала, подлежащего классификации. При количестве более 2 *кг* предпочтительнее шпицкастен. Результаты сходны. Для классификации в шпицкастене готовят пульпу из эфеля и воды в отношении 1 : 6 — 8, которую непрерывно агитируют в механическом агитаторе и медленной струей пропускают через шпицкастен, наполненный водой. Продукт, оседающий в первом малом отделении шпицкастена, есть песок, продукт из второго отделения и слив содержат ил. Продукты классификации собирают, высушивают и взвешивают. По второму способу классификации отделение ила производится так же, как определение мытого ила при ситовом анализе. Песок и ил опробуют отдельно после предварительного сокращения.

Классификация Дарасунского эфеля дала следующие результаты.

1. Классификация в шпицкастене 7250 *г* эфеля.

	Получено:	
песка . .	5240 *г*	72,3%
ила . . .	1985 „	27,7%
	7205 *г*	100%

2. Классификация 400 *г* эфеля помощью отмучивания в цилиндре.

	Получено:	
песка . .	288 *г*	72%
ила . . .	112 „	28%
	400 *г*	100%

3. Классификация 1 *кг* эфеля отмучиванием.

	Получено:	
песка . .	710 *г*	71,5%
ила . .	283 „	28,5%
	993 *г*	100%

Концентрация. Цель концентрации — отделение сульфидов из эфеля для определения содержания в них золота и самостоятельной обработки. Концентрация производится, если сульфиды имеют вредный для цианирования эфеля характер, если количество их велико или если они связывают значительную часть золота. При перколяции эфеля золото из сульфидов почти не извлекается, что понижает процент общего его извлечения и повышает содержание золота в хвостах. Количество сульфидов в эфеле можно определить двумя способами: в 1-х, по количественному и минералогическому анализу эфеля и, во 2-х, концентрацией эфеля. Наиболее простым является случай, когда сульфиды представлены сульфидом одного какого-нибудь металла или нескольких, но поддающихся точному количественному определению. Так, напр., если в эфеле имеется только пирит, то процент его легко подсчитать по сульфидной сере: $\%\ Ss \times 1{,}871 = \%\ FeS_2$; так же прост случай, если в эфеле заключаются, напр., пирит и определенные количества сульфидной меди в виде определенных минералов. По анализу в Дарасунском эфеле заключаются $7{,}51\%\ FeS_2$ и $0{,}534\%\ CuFeS_2$, т. е., всего 8.044% сульфидов. Отделить нацело сульфиды от породы и притом в чистом состоянии ни одним из технических способов нельзя, поэтому $8{,}044\%$ сульфидов представляют максимум, к которому следует стремиться при концентрации. Обыкновенно получают так наз. концентраты, т. е., сульфиды, смешанные с породой в большей или меньшей степени, при чем часть сульфидов не поддается отделению и остается в породе. Для отделения концентратов из небольшого количества эфеля в лаборатории пользуются способом промывки на лотке. Наиболее подходящими являются круглый и плоский лоток Ричардса из эмалированной жести (рис. 4) и деревянный широкий Фрейбергский (рис. 5).

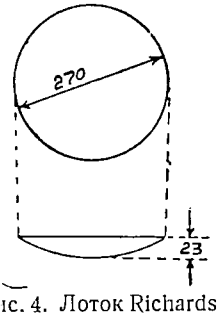


Рис. 4. Лоток Richards'a $^1/_{13}$.

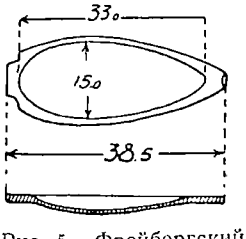


Рис. 5. Фрейбергский лоток $^1/_{14}$.

На лотке Ричардса отделяют концентраты с частью породы, на Фрейбергском лотке концентраты доводят, т. е., очищают по возможности от породы.

Операция требует опыта и производится следующим образом. Широкий сосуд, напр., эмалированный таз наполняют на $^3/_4$ водой. Высота сосуда должна допускать удобное и свободное погружение лотка. Хорошее отделение сульфидов возможно лишь при материале с более или менее однородной величиной зерна, т. е., классифицированном. Ила сильно мешают при концентрации, ибо трудно отмываются. Поэтому эфель подвергают предварительной классификации и концентрируют песок и ил порознь. Навеска в 1 — 3 *кг* эфеля классифицируется. Отделенные песок и ил взвешивают. Песок порциями в 100 — 150 *г* взмучивают с водой на лотке. Вращательным движением и встряхиванием лотка при частом погружении его в воду стараются смыть частицы породы Оставшиеся на лотке концентраты собирают в отдельном сосуде. Операцию повторяют до промывки всего песка. Тогда, слив с песка воду, подвергают его второй, а иногда и третьей промывке Собранные концентраты переносят небольшими порциями на фрейбергский лоток и промывают с применением слабой струи воды от водопровода. Очищенные концентраты сушат, взвешивают и опробуют. Аналогичным образом поступают с отделенным илом. Но при концентрации ила удается отделить лишь меньшую часть заключающихся в нем сульфидов, так как иловые сульфиды трудно отмываются и легко плывут вместе с илом. Из полученного песка, ила и концентратов отбирают средние пробы и определяют в них содержание золота,

сульфидной и сульфатной серы. По количеству сульфидной серы легко можно определить степень точности концентрации, количество сульфидов, еще оставшихся в песке и иле, и чистоту отделенных концентратов. Дело было бы просто, если бы в эфелях находился один сульфид, но оно усложняется, если имеется несколько сульфидов, т. к. невозможно предугадать, каким образом различные сульфиды распределятся между продуктами концентрации. Для этого пришлось бы производить рациональный химический и минералогический анализ каждого из продуктов концентрации, что крайне усложнило бы исследование, не имея к тому же большого значения для практики обработки эфелей.

Классификация и концентрация Дарасунского эфеля. Опыт № 1. 1400 *г* средней пробы эфеля отмыты от ила и песок подвергнут концентрации.

Получено:

песка	909 *г*	65,5%
ила	386 „	27,8%
концентратов .	92 „	6,7%
	1.386 *г*	100%

Опробование и анализ продуктов дали следующие результаты (в проц.).

	a S общ.	b S_{SO_3}	a—b S_S	Au (*г* в 1 *т*)
1. Песок	1,485	0,085	1,4	6,0
2. Ил	3,27	0,284	2,99	11,8
3. Концентраты . .	36,60	—	36,6	51,3

В исходном эфеле 4,2% сульфидной серы соответствуют 8,04% всех сульфидов, или 1% сульфидной серы эквивалентен 1,91% сульфидов. Следовательно, в отделенных концентратах заключается $1{,}91 \times 36{,}6 = 69{,}91\%$ чистых сульфидов и 30,1% породы.

Распределение золота:

	Проц.	Колич. тонн	Содержание в 1 тон. *г*/1 *т*	Колич. золота в *г*	Распределение золота в %
Песок	65.5	0.655	6,0	3,93	36,9
Ил	27,8	0,278	11,8	3,280	30,8
Концентраты . . .	6,7	0,067	51,3	3,437	32,3
	100	1,000		10,647	100

Содержание в исходном эфеле было 11 *г Au* в тонне.

При данном опыте ила не концентрировались и при классификации очень тонкие сульфиды отмылись с илом. Концентрацией песков удалось отделить из них:

$$6{,}7 \times 0{,}6991 = 4{,}69\%$$ сульфидов.

Опыт № 2. 2 500 *г* средней пробы эфеля разделены на песок и ил, которые порознь подверглись концентрации.

Получено:	песок	1 540 *г*	62,6%
	ил	690 „	28,0%
	смешанные концентраты . .	232 „	9,4%
		4 462 *г*	100%

Анализ и опробование дали следующие результаты:

	$\%$ $S_{общ}$	S_{so_3}	S_s	Au (г в 1 т)
Песок	—	—	—	6,0
Ил	—	—	—	11,0
Концентраты . . .	35,5	0,639	34,861	45,0

Распределение золота:

	%	Количество тонн	Содержание золота г в 1 т	Количество золота г	Распределение золота в %
Песок	62,6	0,626	6,0	3,76	33,7
Ил	28,0	0,280	11,0	3,08	28,0
Концентраты . .	9,4	0,094	45,0	4,23	38,3
	100	1,00		11,07	100

Содержание в исходном эфеле было 11 г, в продуктах классификации и концентрации одной тонны общее количество золота составляет 11,07 г, таким образом, совпадение надо признать достаточно удовлетворительным.

Хотя из эфеля отделено 9,4% концентратов при содержании в нем 8,04% сульфидов, но часть сульфидов осталась в илах, что обусловило высокое содержание в них золота по сравнению с песком.

О степени точности классификации эфеля при опыте № 2 говорят следующие ситовые анализы песка и ила:

Песок			Ил		
Классы	г	%	Классы	г	%
40	29	29	—	—	—
60	14,2	14,2	—	—	—
80	16,8	16,8	—	—	—
100	10,6	10,6	—	—	—
150	14,9	14,9	—	—	—
200	7,4	7,4	$\Sigma +$ 200	5,4	5,4
— 200	7,4	7,4	— 200	94,6	94,6
	100	100		100	100

Следовательно, классификация была достаточно точная.

Опыт № 3. Из 2500 г эфеля без предварительной классификации отмыты концентраты.

Получено: эфель	2 238 г	89,6%
концентраты . . .	260 „	10,4%
	2498 г	100%

Опробование эфеля и концентратов и анализ последних дали следующие результаты:

	$S_{общ}$	S_{so_3}	S_s	Содержание Au г в 1 т
	%			
эфель	—	—	—	8,3
концентраты . . .	29,64	0,58	29,06	34,0

Распределение золота:

песок:	0,896 *m* содержат . .	7,44 *г Au*	67,8%
концентраты:	0,104 „ „ . . .	3,54 „ „	32,2%
	1000	10,98 *г Au*	100%

Из результатов трех опытов концентрации видим, что с увеличением выхода концентратов содержание золота в них понижается. С другой стороны, между % S_s и содержанием золота в концентратах имеется прямая зависимость, т.-е., чем больше % S_s в концентратах, тем они богаче золотом. Далее, в зависимости от точности концентрации, распределение золота между эфелем и концентратами, а также между песком, илом и концентратами варьирует, что видно из следующего сопоставления:

Отделено концентратов % от веса эфеля	% S_s	Содержание золота в концентратах *г* на 1 *m*	От всего золота в эфеле перешло в концентраты в %
6,7	36,6	51,3	32,3
9,4	34,86	45,0	38,3
10,4	29,06	34,0	32,2

Концентраты от различных опытов состояли из двух компонентов, породы и сульфидов, в переменных отношениях. Поэтому по полученным данным нельзя еще точно определить, какая часть всего золота в эфеле ассоциирована с сульфидами и какая находится в породе. Для выяснения этого вопроса было произведено специальное исследование. Из 500 *г* средней пробы эфеля были тщательно отделены концентраты в цилиндре помощью восходящей струи воды. Все внимание было обращено лишь на чистоту концентратов. Отделенные сульфиды были очищены от остатка породы в делительной воронке. Был получен весьма чистый продукт, анализ которого дал следующие результаты:

$$S_{общ.} = 49{,}30$$
$$S_{SO_3} = 0,$$

следовательно, $S_s = 49{,}30\%$, содержание золота составляло 57,4 *г* в 1 тонне.

Так как в исходном эфеле 4,2% S_s соответствуют 8,04% сульфидов ($FeS_2 + CuFeS_2$), то в отделенных концентратах заключается $(8{,}04 : 4{,}2) \cdot 49{,}3 = 94{,}38\%$ сульфидов и 5,62% породы и 1% сульфидной серы отвечает $57{,}4 : 49{,}3 = 1{,}164$ *г Au*.

Основываясь на этом, можем подсчитать распределение золота между сульфидами и породой, как в эфеле, так и продуктах его классификации.

Результаты подсчетов приведены в таблице II.

Таблица II. Распределение золота между сульфидами и породой.

	S_s	Содержание золота в *г/m*	Золото, связанное с сульфидами *г*	Золото в породе в *г/m*	Распределение золота	
					в сульфидах %	в породе %
Эфель	4,2	11,0	4,89	6,11	44,45	55,55
Песок	1,4	6,0	1,63	4,37	27,2	72,80
Ил	2,99	11,8	3,48	8,32	29,5	70,5
Концентраты . . .	36,6	51,3	42,61	8,69	83,0	17,0

Следовательно, почти половина золота в эфеле ассоциирована с сульфидами. Далее, ила богаче песка не только потому, что в них заключается больше сульфидов (почти вдвое против песка по сульфидной сере), а, главным образом, вследствие того, что золото в эфеле очень мелкое и при классификации эфеля уходит с илами.

Фиксирование сульфидов и золота по классам.

Микроскопическое изучение классов ситового анализа показало, что во всех классах имеются сульфиды. Поэтому интересным представлялось выяснить, как сульфиды и золото распределяются между отдельными классами и имеется ли определенная зависимость между содержанием золота и % сульфидов в классах.

Для решения этих вопросов 3 *кг* средней пробы эфеля были отмыты от ила на сите 200. Материал + 200 высушен и рассеян по классам. От каждого из полученных классов была отобрана средняя проба и в ней определены общая, сульфатная сера и содержание золота.

Результаты приведены в нижеследующей таблице III.

Таблица III. Распределение сульфидов и золота по классам.

Классы	*г*	%	$S_{общ.}$ %	S_{so_3} %	S_s %	Содержание золота *г* в 1 *т*
+ 40	564.5	18.82	3,312	0.126	3,186	10,1
60	298.0	9.93	3.428	0.148	3.280	9,6
80	329.0	10.97	3,231	0.144	3,087	8,4
100	245.5	8.17	3.669	0.169	3,500	8.0
150	349.5	11,65	5,407	0.191	5,216	8.0
200	310.5	10.33	8.286	0.195	8.091	11,0
— 200	874.0	30.13	5.306	0,366	4,940	16.4
	2971.0	100.0				

Из данных табл. III видно, что, если не считать класса — 200, сульфиды концентрируются в более мелких классах, но между содержанием золота и % сульфидов нет прямой зависимости. Более высокое содержание золота в классе — 200 объясняется, вероятно, тем, что в этот класс при промывке переходит бо́льшая часть мелкого и свободного золота. Отсутствие пропорциональности между содержанием золота и количеством сульфидов в классах может быть вызвано либо различным содержанием золота в породе отдельных классов, либо в сульфидах тех же классов. Цифры таблицы как-будто говорят в пользу последнего предположения. Это предположение требовало экспериментальной проверки. Если бы оно подтвердилось, то этим было бы доказано, что по содержанию серы можно определить лишь % сульфидов в данном классе ситового анализа, но нельзя определить количества золота, связанного с этими сульфидами в том же классе.

Для выяснения указанного вопроса 4 *кг* эфеля были подвергнуты концентрации, с целью получить возможно более чистые сульфиды, свободные от породы. Было получено 236 *г* концентратов, которые были разделены помощью сита 200 на два класса: + и — 200:

+ 200 =	185,4 *г*	или	75,9%
— 200 =	43,9 „	„	24,1%
	229,3 „	„	100%

Каждый продукт для отделения свободного золота был проамальгамирован по способу Sharwood'a. Этим способом пользуются для определения

максимального извлечения золота помощью амальгамации, как внутренней, так и внешней. Способ отличается большой простотой и точностью и заслуживает более подробного описания.

Пробу измельченной руды или эфеля в количестве 100 — 150 *г* помещают в реактивную склянку на 500—600 *куб. см*, прибавляют 150—225 *куб. см* воды (отношение $ж : т = 1{,}5 : 1$), от 1,5 до 2 *куб. см* чистой ртути из бюретки и 1—1,5 *г* *NaOH*. Бутыль закрывают плотно пробкой, завертывают в холст (полотенце) и укрепляют в качалке, на которой агитируют в течение двух часов. После этого бутыль снимают, открывают пробку, перекрывают горлышко бутыли большим пальцем правой руки, опрокидывают над небольшой (8 *см*) фарфоровой чашкой и, несколько освободив горлышко бутыли, выпускают возможно полнее ртуть. Тогда прибавляют в бутыль немного воды, встряхивают и снова спускают ртуть. Операцию повторяют, пока выходит еще чистая ртуть. Если ртуть не спемзовалась, то вся она может быть отделена после 2—3 операций. Собранную ртуть переносят в стакан. Бутыль снова встряхивают и опрокидывают так, чтобы в чашку перешло немного руды, которую отмывают в чашке же. Обыкновенно при этом получают еще несколько капель ртути; если последних много и они мелки, то всю пробу перемывают. Для собирания мелких капель ртути и очистки от нее хвостов пользуются серебряной амальгамированной пластинкой весом около 0,5 *г*.

Таким путем удается отделить всю ртуть и потери ее не превышают десятых долей %. Всю собранную ртуть взвешивают, затем помещают в стакан на 250 *куб. см*, куда прибавляют 150 *куб. см* HNO_3 удельного веса 1,14, предварительно нагретой до 70° и нагревают на песчаной бане до растворения всей ртути. Растворение при этих условиях идет очень спокойно. Присадка серебра сокращает продолжительность растворения ртути на 0,5 часа. По растворении ртути фильтруют, переводят осадок на фильтр, промывают 5% азотной кислотой, затем водой. Осадок на фильтре перекрывают 5—10 *г* пробирного свинца, фильтр складывают, помещают на глазурованный шербер, покрывают пробирным свинцом так, чтобы всего его было около 20 *г*, присаживают чистого серебра для квартования и 2 *г* плавленной буры. Шербер осторожно нагревают, пока бумага фильтра не сгорит, шерберуют несколько минут, купелируют полученный веркблей и разваривают королек серебристого золота. Если требуется определить количество амальгамируемого из руды серебра, то ставят две пробы на амальгамацию. Амальгаму от одной растворяют по описанному и определяют в ней извлеченное из руды золото. Амальгаму от другой пробы помещают в шербер, перекрывают вторым шербером и нагревают их в муфеле постепенно до красного каления.

Остаток на шербере после отгонки ртути покрывают пробирным свинцом, присаживают 1—2 *г* буры, шерберуют и полученный веркблей (около 25 *г*) купелируют. Так определяют сумму $Ag + Au$; зная по первой пробе количество *Au*, по разности определяют *Ag*.

Амальгамация концентратов.

		Получено после амальгамации:
концентратов — 200	43,6 *г*	42,7 *г*
воды	100 *куб. см*	—
ртути	26,06 *г*	25,98 *г*, потеря 0,1 *г*
NaOH	0,5 *г*	—
концентратов + 200	185,4 *г*	183,8 *г*
воды	250 *куб. см*	—
ртути	31,05 *г*	30,88 *г*, потеря 0,17 *г*.
NaOH	1,5 *г*.	—

Продолжительность амальгамации — 2 часа. Концентраты после амальгамации высушены, взвешены и рассеяны по классам, при этом получено:

Классы	40	32,15 *г*	
„	60	17,40 „	
„	100	39,20 „	
„	150	47,55 „	
„	200	38,05 „	
„	—200	51,6 „	(42,7 *г* + отсеялось 8,9 *г*)
		183,25 *г*.	

В ртути, отделенной от концентратов, определено золото. Из смеси концентратов классов 40, 60, 100, 150 и 200 амальгамацией извлечено 1,2 *мг Au*, т.-е., в 183,25 *г* этих концентратов заключалось 1,2 *мг* свободного *Au*, что соответствует 0,66 *мг* в 100 *г* или 6,6 *г* в тонне.

Из 51,6 *г* концентратов класса —200 амальгамацией извлечено 1,85 *мг Au*, что отвечает 3,58 *мг* со 100 *г* или 35,8 *г* свободного *Au* с одной тонны. Следовательно, свободного золота в тонне всех классов до +200 включительно заключалось 6,6 *г*, в тонне класса —200—35,8 *г*. Это доказывает, что золото в Дарасунском эфеле очень мелкое и при классификации оно концентрируется в самом мелком классе (—200), что и показало фиксирование золота по классам (таб. IV).

В классах, за исключением класса +60, определены сульфидная сера и золото. Результаты этих определений приведены в табл. IV.

Таблица IV. Сульфидная сера и золото в продуктах ситового анализа концентратов.

Классы	Количество в *г*	S_s %	Сульфидов % $\frac{8,04}{4,2} \times {}^{0}/_{0} S_s$	Золота в 1 *т* каждого класса в *г*	*Au* в 1 *т* чистого сульфида в *г*	1% сульфидов вносит золота в *г*
40	32,15	48,08	92,04	36,7	39,88	0,3988
100	39,20	37,46	71,71	33,9	47,28	0,4728
150	47,55	41,90	80,21	28,8	35,91	0,3591
200	38,05	43,06	82,43	28,2	34,21	0,3421
—200	51,60	42,94	82,20	45,7	55,60	0,5560

По содержанию золота в тонне концентратов каждого класса рассчитано содержание золота в 1 *т* чистых сульфидов того же класса в предположении, что в породе золота нет. Это допущение, хотя и неправильно, все же не особенно сильно скажется на содержании золота в чистых сульфидах, так как последние доминируют (70—92% в классах) и по сравнению с породой весьма богаты золотом.

Из табл. IV видим, что содержание *Au* в сульфидах отдельных классов различно. Этого и следовало ожидать, так как золотосодержащие сульфиды не являются однородными веществами, напр., химическими соединениями, твердыми растворами, а механическими смесями мелкого золота с сульфидами, и отдельные зерна, напр., пирита в одной и той же руде могут содержать в единице веса различные количества золота. Поэтому по сульфидной сере в продуктах ситового анализа, классификации и концентрации можно довольно точно рассчитать содержание в них сульфидов, но нельзя определить количества золота, ассоциированного с этими сульфидами. Из столбца 7 табл. следует, напр., что 1% сульфидов вносит от 0,3421 до 0,556 *г*. *Au* в тонну

материала. Поэтому расчет золота, связанного с сульфидами, по сульфидной сере является лишь весьма приближенным.

Удельный вес эфеля. Удельный вес эфеля необходимо знать при проектировании завода для расчета объема перколяционных чанов и для определения пористости эфеля. Для определения удельного веса пользуются приборами Шумана или Ле-Шателье, каковые служат также для определения удельного веса цемента.

Определение помощью прибора Шумана выполняется следующим образом. Прибор (см. рис. 6) с густо смазанным шлифом *A* наполняют с помощью воронки *C* водой несколько выше нижней метки таким образом, чтобы не смочить стенок градуированной трубки. Затем прибор помещают в стеклянную ванну с водой емкостью 10 литров, температура которой вполне установилась, что контролируют точным термометром с делениями в $^1/_{10}°$. Через 2—3 часа отсчитывают деление, на котором установился мениск. Отсчет повторяют через полчаса. Постоянство мениска показывает, что прибор принял температуру ванны. Вынув прибор из ванны, всыпают в него через воронку *B* 50 *г* эфеля небольшими порциями. В случае заседания материала в трубке, последнюю слегка поколачивают деревянной палочкой с наконечником из толя стостенной резиновой трубки. Когда вся навеска всыпана, осторожно ударяя сосуд в наклонном положении о войлок, положенный на стол, удаляют все пузырьки воздуха. При постукивании необходимо держать одной рукой нижнюю часть прибора, а другой пришлифованную к ней градуированную трубку. По удалении всех пузырьков прибор ставят снова в ванну и после того, как убедились, что он принял температуру ванны (мениск более не смещается) отсчитывают деление, до которого поднялась в трубке вода. Разность второго и первого отсчетов дает объем, занятый материалом. Большим недостатком прибора Шумана является зависание материала в трубке, всплывание ила в виде пены, что затуманивает мениск. Гораздо удобнее и проще работа с прибором Ле-Шателье, изображенным на рис. 7.

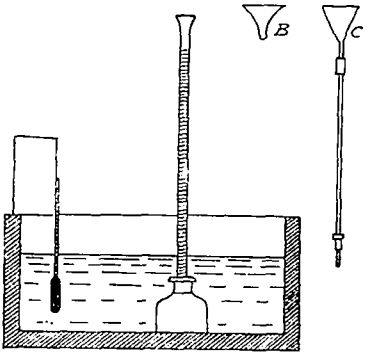


Рис. 6. Прибор Шумана для определения удельного веса, $^1/_{14}$.

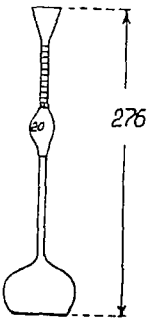


Рис. 7. Прибор Le-Chatelier, $^1/_7$.

Емкость шарика 20 *куб. см.* Прибор наполняют керосином с помощью воронки с длинной трубкой до деления „0“ и помещают в ванну с водой, где выдерживают 1—2 часа, пока прибор не принял температуру ванны, которую измеряют точным термометром. Тогда помощью капиллярной трубки вводят керосин, пока уровень его не достигнет нулевого деления. Через воронку с длинной широкой трубкой в прибор насыпают небольшими порциями точно отвешенное количество эфеля, примерно, 60—65 *г*. Прибор ставят снова в ванну и через 10—15 минут отсчитывают деление, до которого поднялся в трубке керосин. Так как эфель хорошо смачивается керосином, то не наблюдается ни всплывание пены, ни образование пузырьков. Мениск керосина чист и ясен, что допускает точный его отсчет.

Дарасунский эфель. 60 *г* эфеля заняли объем в 20,8 *куб. см* при 17°, следовательно, удельный вес эфеля составляет 60 : 20,8 = 2,885 при 17°.

Объемный вес эфеля. Знание объемного веса эфеля необходимо для определения пористости эфеля, процента влаги в дренированных хвостах от перколяции и продолжительности последней.

Объемный вес определяют взвешиванием тарированного сосуда емкостью в один литр, наполненного эфелем. Так как результаты определения в сильной степени зависят от способа наполнения сосуда, то, чтобы исключить влияние этого обстоятельства, для наполнения сосуда пользуются прибором, изображенным на рис. 8.

Прибор представляет собою две взаимно перпендикулярных плоскости, по которым ссыпается материал, прежде, чем попасть в подставленный литровый сосуд. Сосуд наполняют с верхом, а затем избыток материала снимают тонкой стальной линейкой заподлицо с краями сосуда. Разность в весах наполненного и пустого сосуда дает вес одного литра материала.

Дарасунский эфель: вес 1 L эфеля = 1,383 *кг*, следовательно, объемный вес или вес 1 *кб. см.* воздушно-сухого эфеля = 1,383 *г*.

Пористость эфеля. От пористости эфеля зависят количество влаги, задерживаемой при перколяции, и скорость последней. Чем больше пористость, тем меньше влаги задерживает эфель и тем, вообще, больше его скорость перколяции. Прямой пропорциональности здесь нет, так как весьма важную роль играет величина пор и их распределение в массе эфеля. Величина пор, в свою очередь, зависит от величины частиц эфеля и их взаимного расположения. Большая пористость может быть обусловлена либо небольшим числом больших пор, образующих сообщающиеся между собою каналы, по которым растворы могут свободно протекать, либо очень большим числом капиллярных каналов, задерживающих часть растворов. Классифицированный эфель, как состоящий из более крупных частиц, должен ложиться более рыхло, чем неклассифицированный, а потому и пористость его должна быть значительной.

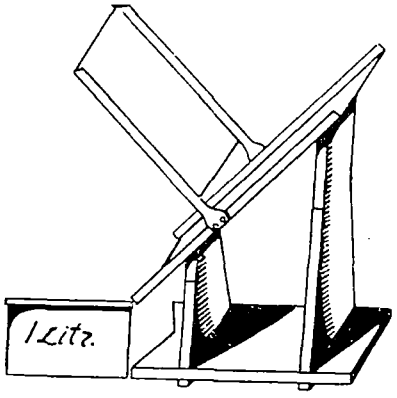


Рис. 8. Прибор для определения объемного веса, 1/9.

Пористость эфеля рассчитывается по формуле: $P = \frac{D - V}{D} \cdot 100$, где P — — процент пор, D — удельный вес эфеля, V — объемный вес эфеля.

Дарасунский эфель. Удельный вес 2,885; объемный вес = 1,383. Вес 1 L воды = 1 *кг*; вес 1 L эфеля, имеющего удельный вес 2,885, равен $1 \times 2{,}885 = 2{,}885$ *кг*; один литр воздушно-сухого эфеля, свободно насыпанного, весит 1,383 *кг*, следовательно, часть литра эфеля, занимаемая порами, равна: $\frac{2.885 - 1{,}383}{2.885}$ от одного литра, и пористость Дарасунского эфеля P составляет:

$$P = \frac{2{,}885 - 1{,}383}{2.885} \cdot 100 = 52{,}06\%$$

На основании тех же данных можно рассчитать количество раствора (или воды), потребного для насыщения эфеля, т. е., полного его смачивания или заполнения всех его пор.

По предыдущему количество пор составляет 52,06% или 0,52 литра в одном литре свободно насыпанного воздушно-сухого эфеля; следовательно, материал эфеля занимает $1 - 0{,}5206 = 0{,}4794 = \sim 0{,}48$ литра. Удельный вес

слабых цианистых растворов с 0,05 — 0,1% *KCN* может быть принят равным единице, удельный вес Дарасунского эфеля равен 2,885, отсюда:

$$\frac{\text{вес раствора}}{\text{вес эфеля}} = \frac{0{,}52}{0{,}48 \times 2{,}885} = \frac{0{,}52}{1{,}3848},$$ т. е.,

1,3848 тонны Дарасун. эфеля требуют для своего насыщения 0,52 тонн воды
1 „ „ „ „ „ „ „ *X*

$X = 0{,}3755$ *m* воды или 37,55%.

В большинстве случаев количество воды или раствора, требуемых для насыщения эфеля, составляет от 25 до 40% от веса эфеля.

Количество влаги, задерживаемой эфелем при перколяции после дренирования. Эта величина зависит от пористости, величины и распределения пор. Расчитать влажность хвостов по пористости эфеля невозможно, так как часть раствора, заполняющего поры, при дренировании эфеля стекает, оставляя поры наполненными воздухом. Это обстоятель-

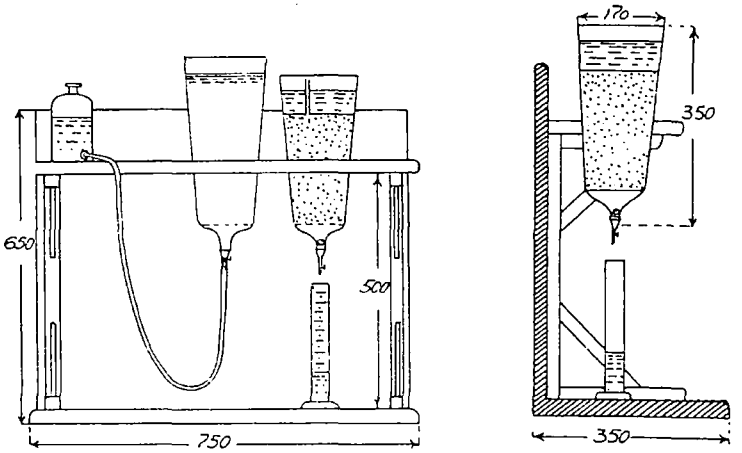


Рис. 9. Лабораторный перколятор, размеры в *м/м*.

ство весьма важно при перколяции. Стекающий раствор засасывает воздух, т. е., эфель насыщается кислородом, без которого растворение золота становится невозможным. При перколяции аэрация или доставка воздуха в нагрузку чана совершается двумя путями: цианистыми растворами, несущими с собою кислород в растворе, и дренированием эфеля, при котором, как указано выше, стекающий раствор засасывает воздух в промежутки между частицами эфеля. При неклассифицированном эфеле, содержащем значительное количество материала „200" и ила, поры в эфеле весьма мелки, эфель лежит плотно. Это обусловливает капиллярность материала. Чем больше капиллярность, тем меньше раствора стечет, тем больше влаги задерживается эфелем и тем хуже его аэрация при дренировании. Все это замедляет растворение золота и в таком случае необходимо растворы до их поступления в перколяционный чан насыщать воздухом или аэрировать, что и практикуется в настоящее время на цианистых заводах на Ранде.

Определение влажности хвостов после дренирования производится в лабораторном перколяторе и будет описано ниже.

Определение скорости перколяции. Скорость перколяции имеет весьма важное значение в процессе, так как плохо фильтрующий эфель слишком долго задерживается в чанах, что уменьшает производительность

завода: вместе с тем извлечение золота падает вследствие неравномерного прохождения растворов через всю толщу эфеля.

Скорость перколяции выражают временем, в течение которого уровень раствора над эфелем в чану понижается на определенную высоту.

Материал, уровень раствора над которым в чану понижается меньше, чем на $^3/_4$ дюйма в час, невыгодно обрабатывать перколяцией. Скорость перколяции в $^3/_4$ дюйма в час считается еще плохой, $1^1/_2$ дюйма—удовлетворительной, 3 и больше дюйма—хорошей.

Для определения влажности эфеля после дренирования и скорости перколяции в нашей лаборатории пользуются перколятором, служащим также для определения $^0/_0$ извлечения золота.

Лабораторный перколятор. На рис. 9 и 8 изображен такой перколятор, установленный в деревянной подставке. Перколятор представляет собою стеклянный толстостенный сосуд формы усеченного конуса. На нижний конец перколятора надета резиновая трубка с зажимом; в резиновую трубку вставлена стеклянная трубка с оттянутым концом; диаметр отверстия в конце трубки около $1^1/_2$—2 *мм*. В тубус перколятора кладется кусочек влажной губки, а сверху помещается ложное дно из железной сетки или продырявленной пластинки диам. 5 *см* с натянутым на ней куском редкой марли. На ложное дно насыпается крупный кварц с величиной зерна около 5—8 *мм*, толщина этого слоя кварца около 15 *мм*, далее слой в 10 *мм* мелкого кварца с величиной зерна 2—3 *мм*. Кварц не должен, понятно, содержать золота. На приготовленный таким образом фильтр загружают среднюю пробу эфеля помощью совка или через редкое сито (20—40 отв. в 1 лин. дм.). От правильности загрузки зависят скорость перколяции и полнота извлечения золота. Наилучшие результаты достигаются при соблюдении следующих двух условий: 1) если крупные и мелкие частицы распределены равномерно, как по горизонтальным сечениям нагрузки, так и по высоте ее, т.-е., если нагрузка по строению представляет собою „равномерную неоднородность", и, во-вторых, если при движении растворов частицы сохраняют стационарное состояние, т.-е., не перемещаются с растворами.

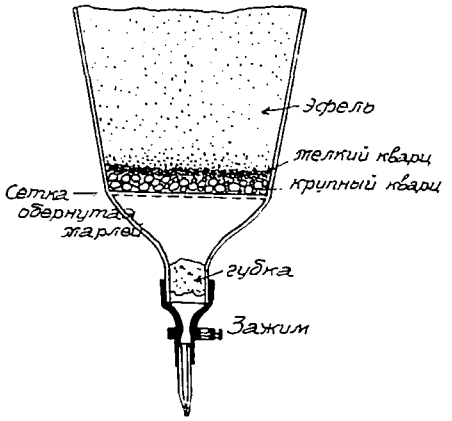


Рис. 10. Лабораторный перколятор, деталь дна $^1/_3$.

Равномерное распределение частиц достигается, если тщательно перемешанную пробу эфеля слегка увлажнить и загружать через сито с крупными отверстиями, например, 20, чем избегается сортировка материала по величине зерна и образование пыли. Количество материала, загружаемого в перколятор, составляет от 2 до 3 *кг*.

Порядок заливки растворов. Общее количество всех растворов, применяемых на практике для обработки одной нагрузки при перколяции, составляет 100—200$^0/_0$ от веса нагрузки. Первого раствора должно быть взято столько, чтобы он заполнил все поры между частицами эфеля или насытил его. Для Дарасунского эфеля для этого требуется, согласно произведенного выше расчета, 37,55$^0/_0$ или, круглым числом, 38$^0/_0$. Вес нагрузки Дарасунского эфеля составлял 2 *кг*, следовательно, первого раствора требуется 760 *куб. см*; взято 800 *куб. см* с целью заполнить пространство под фильтром. Первый раствор заливают снизу помощью склянки с тубусом, соединенным с нижним концом перколятора посредством длинной резиновой трубки с зажимом (рис. 9).

При заливке раствора снизу нагрузка пропитывается равномерно, в ней не образуется пустот и каналов, нарушающих правильность перколяции. Во избежание того же следует поднимать уравнительную склянку по мере просачивания раствора вверх так, чтобы уровни жидкости в ней и в перколяторе не слишком разнились. Когда раствор поднялся в перколяторе до уровня нагрузки, закрывают зажимы у перколятора и на резиновой трубке уравнительной склянки, а остаток раствора заливают сверху, направляя струю на стеклянную пластинку, положенную на нагрузку, во избежание промоин в верхнем ее слое. Тогда открывают зажим у перколятора и спускают 50—100 *куб. см* раствора в стакан. Этот раствор обратно заливают на нагрузку, зажим закрывают и в таком виде перколятор оставляют на 24 часа. По прошествии этого времени открывают зажим и собирают стекающий раствор в подставленный мерный цилиндр. После схода всего раствора нагрузку оставляют дренироваться в течение 12 часов. За это время влажный эфель насыщается воздухом. Это — период аэрации, за которым следует обработка вторым раствором, заливаемым сверху в количестве 30% от веса нагрузки. Зажим оставляют открытым, пока стечет 30 *куб. см* раствора, который возвращают на нагрузку. Тогда зажим закрывают и раствор остается в контакте с эфелем еще 12 часов. Через 12 часов, открыв зажим, спускают в мерный цилиндр, где находится первый фильтрат, еще такое количество раствора, чтобы в общей сложности набрался объем, равный объему залитого первого раствора, в нашем случае 800 *куб. см*. В двух пробах первого фильтрата по 10 *куб. см* определяют содержание свободного *KCN* и щелочи. Оттитрованные пробы присоединяют к первому фильтрату. Под перколятор подставляют следующий мерный цилиндр и продолжают перколяцию до тех пор, пока сойдет полностью второй раствор. При открытом зажиме у перколятора эфель оставляют дренироваться 12 часов. Затем заливают третий раствор в количестве 30% от веса эфеля и собирают фильтрат во втором мерном цилиндре, пока не наберется количество раствора, равное залитому второму раствору. В двух пробах по 10 *куб. см* второго раствора определяют содержание *KCN* и щелочи. В этот момент зажим закрывают на шесть часов, после чего зажим открывают и в перколятор заливают первую промывную воду в количестве 20—30% от веса нагрузки, подставляют третий цилиндр и, продолжая приливать промывную воду, набирают в цилиндре количество фильтрата, равное третьему залитому раствору. В двух пробах по 10 *куб. см* определяют содержание *KCN* и щелочи. Через нагрузку пропускают вторую промывную воду, пока ее не наберется 30% от веса нагрузки. В сошедшем растворе по предыдущему определяют содержание *KCN* и щелочи. Такой материал считается достаточно хорошо промытым, и хвосты после высушивания могут быть опробованы на золото для определения извлечения по хвостам.

В общем, через нагрузку в 2 *кг* эфеля пропускают:

первого раствора	800 *куб. см*	или	40% от веса эфеля
второго „	600 „ „ „		30% „ „ „
третьего „	600 „ „ „		30% „ „ „
первой промыв. воды	600 „ „ „		30% „ „ „
второй „ „	600 „ „ „		30% „ „ „
	3 200 *куб. см*		160%.

Указанные количества растворов и промывной воды вполне достаточны для обработки нагрузки, но не обязательны и общее количество всех растворов, включая и промывные воды, варьирует от 120 до 200% от веса нагрузки. Если в последнем сошедшем растворе имеются еще заметные количества *KCN*, то нагрузку промывают еще раз третьей промывной водой. После схода всего первого раствора можно определить количество влаги, задерживаемой в хвостах, по разности между объемами залитого и сошедшего растворов.

Скорость перколяции определяют во время схода второго или третьего раствора, когда эфель уляжется и насытится раствором. На перколятор наклеивают полоску бумаги с нанесенной миллиметровой шкалой и отсчитывают, на сколько *мм* опустится уровень жидкости над эфелем в течение одного часа.

Расход реактивов при цианировании эфеля. Определению подлежат общий и полезный расход щелочи и общий и полезный расход цианистого калия (или натрия). Для определения расхода щелочи необходимо знать кислотность эфеля. Различают общую, свободную и связанную кислотность эфеля. Общая кислотность есть сумма свободной и связанной кислотности.

Общая кислотность эфеля выражается количеством фунтов *NaOH* или *CaO*, расходуемым на 100 пуд. эфеля и идентична, следовательно, с общим расходом щелочи. Общая кислотность определяется посредством агитации 100 *г* эфеля со 100 *куб. см* титрованного раствора *NaOH* в закрытой реактивной склянке в течение 3—6 часов. Предполагается, что за этот промежуток времени успеют закончиться все реакции, возможные между эфелем и щелочью. На практике в качестве щелочи пользуются исключительно известью, но в лаборатории пользование *NaOH* более удобно, чем трудно растворимой известью. По окончании агитации отфильтровывают раствор через сухой фильтр в сухой стакан. От фильтрата отбирают для титрования несколько проб по 10 *куб. см* раствора. Зная содержание *NaOH* в растворе до обработки эфеля и после таковой, вычисляют расход щелочи на 1 *т* или на 100 пуд. эфеля. Это и есть общая кислотность эфеля или общий расход щелочи. Содержание *NaOH* в растворах определяют посредством титрования их децинормальным раствором щавелевой кислоты в присутствии фенол-фталеина.

1 *куб. см* децинормальной щавелевой кислоты (6,3 *г* кристаллической химически чистой $H_2C_2O_4 \cdot 2H_2O$ в 1 литре) эквивалентен 4 *мг NaOH* или 2,8 *мг CaO*.

Указанный метод страдает двумя недостатками. При значительном содержании в эфеле сульфатов, глинозема и глины раствор после агитации плохо фильтруется и получается мутный фильтрат, который трудно титровать. Едкий натр реагирует с кремнеземом и некоторыми силикатами и эти реакции протекают медленно. Поэтому расход *NaOH* увеличивается с увеличением продолжительности агитации и нет критерия для определения этой продолжительности. С другой стороны, известь реагирует не со всеми из указанных веществ, вследствие чего расход извести не соответствует расходу *NaOH*. Поэтому необходимый расход щелочи-извести мы определяем путем обработки эфеля раствором *KCN* в присутствии переменных количеств чистой извести, прибавляемой к раствору *KCN*.

Дарасунский эфель: 100 *г* эфеля агитировались со 100 *куб. см* раствора *NaOH*.

В 10 *куб. см* раствора *NaOH* до обработки эфеля содержалось 0,1264 *г NaOH*.

В 10 *куб. см* фильтрата после обработки эфеля содержалось 0,0084 *г NaOH*.

Расход *NaOH* на 10 *г* эфеля = 0,118 *г* или 1,18% *NaOH*; расход на 1 *т* эфеля составляет: 11,8 *кг NaOH* (47,2 фун. на 100 пуд. эфеля) или $11{,}8 \times \frac{28}{40} = 8{,}26$ *кг CaO* (33,04 фун. *CaO* на 100 пуд.).

Свободная кислотность эфеля. Свободная кислотность определяется посредством титрования децинормальным раствором *NaOH* в присутствии фенол-фталеина 10 *куб. см* фильтрата, полученного после агитации 100 *г* эфеля со 100 *куб. см* воды в течение одного часа. Водную вытяжку фильтруют через сухой фильтр в сухой стакан. По количеству *куб. см* раствора *NaOH*, пошедшего на усреднение пробы, рассчитывают, какое количе-

ство $NaOH$ или CaO нужно для нейтрализации свободной кислоты, заключающейся в 10 *г* эфеля, и отсюда простым подсчетом определяют расход щелочи на 1 *т* исследуемого эфеля.

Дарасунский эфель: на 10 *куб. см* водной вытяжки или 10 *г* эфеля пошло 7,15 *куб. см* $N/_{10}$ $NaOH$ или 28,6 *мг* $NaOH$. Следовательно, свободная кислотность эфеля эквивалентна 0,286% $NaOH$ или 2,86 *кг* (11,44 фунта на 100 пуд.) $NaOH = 2{,}0$ *кг* CaO на 1 *т* (8,0 фун. на 100 пуд.) эфеля.

Связанная кислотность есть разница между общей и свободной кислотностью эфеля и для Дарасунского эфеля составляет:

$$8{,}26 - 2{,}0 = 6{,}26 \text{ кг на 1 т эфеля.}$$

Расход цианистого калия. Определяют, как общий или максимальный расход KCN на (1 *т*) 100 пуд. эфеля при обработке его в отсутствии щелочи, так и расход KCN в присутствии ее, что дает результаты, близкие к тем, которые следует ожидать на практике. Разность обеих величин дает возможность судить об относительном количестве поглотителей KCN в исследуемом эфеле. По этой же разности рассчитывают полезный расход щелочи.

Определения выполняются следующим образом. Отмеривают измерительным цилиндром в две сухих реактивных склянки по 100 *куб. см* раствора KCN определенной крепости. В одну из них прибавляют едкого натра в количестве несколько большем, чем требуется согласно общей кислотности эфеля. Затем в каждую склянку всыпают по 100 *г* эфеля, закупоривают и агитируют в течение шести часов. По истечении этого времени пробам дают отстояться, декантируют прозрачные растворы через сухие фильтры в сухие стаканы. От фильтратов отбирают по 10 *куб. см* для определения KCN и $NaOH$. Зная содержание KCN в растворах до и после обработки ими эфеля, рассчитывают расход KCN на 1 *т* эфеля.

Для определения содержания KCN в растворах пользуются титрованием KCN раствором $AgNO_3$. Способ основан на следующих общеизвестных реакциях:

$$1)\ KCN + AgNO_3 = KNO_3 + AgCN;$$

белый осадок $AgCN$ растворяется в KCN, пока последний находится в избытке с образованием комплекса:

$$2)\ AgCN + KCN = KAg(CN)_2.$$

Избыточная капля $AgNO_3$, реагируя с этим комплексом, выделяет из него нерастворимое в воде цианистое серебро:

$$3)\ KAg(CN)_2 + AgNO_3 = 2\,AgCN + KNO_3$$

и конец реакции обнаруживается появлением неисчезающей мути.

Если к титруемому раствору прибавить 3—4 капли 5% раствора KI и аммиака (25%), то вместо $AgCN$, при прибавлении избыточной капли $AgNO_3$, выделяется менее растворимое AgI:

$$4)\ AgNO_3 + KI = AgI + KNO_3$$

$$5)\ AgCN + KI \rightleftarrows AgI + KCN.$$

Иодистое серебро, аналогично $AgCN$, растворяется в избытке KCN и потому не выделяется до конца титрования, т.-е., пока весь KCN не будет связан в комплекс:

$$6)\ AgI + 2\,KCN = KI + KAg(CN)_2.$$

Желтый цвет выделившегося AgI дает возможность лучше определить конец реакции. В конце титрования в титруемом растворе образуются творожистые хлопья $AgCN$, растворяющиеся довольно медленно, что затягивает определение. Прибавление нескольких капель аммиака, в котором весьма легко растворяется $AgCN$, но почти совершенно не растворяется AgI, устраняет это неудобство. Отмеренную для титрования пробу рекомендуется разбавлять водой, примерно, до 30—40 *куб. см*, тогда $AgCN$ растворяется легче. Титрование ведут на черном фоне, напр., черной глянцевитой бумаге, подложенной под колбочкой с пробой, конец реакции тогда лучше заметен и проявляется в виде легкой желтоватой опалесценции. Раствор $AgNO_3$ приготовляется с таким расчетом, чтобы 1 *куб. см* его содержал количество $AgNO_3$, эквивалентное 0,01 *г* KCN.

По уравнению: $AgNO_3 + 2\,KCN = KAg(CN)_2 + KNO_3$ — одна молекула или 169,89 *г* $AgNO_3$ эквивалентны 2 молекулам или $65{,}11 \times 2 = 130{,}22$ *г* KCN, отсюда:

$$169{,}89 \text{ г } AgNO_3 \ldots\ldots 130{,}22 \text{ г } KCN$$
$$X \ldots\ldots\ldots 0{,}01 \text{ „}$$
$$X = 0{,}013046 \text{ г } AgNO_3,$$

следовательно, в 1 *куб. см* раствора серебра должно содержаться 0,013046 *г* $AgNO_3$ или в 1 литре = 13,046 *г* $AgNO_3$. Так как титруют 10 *куб. см* цианистого раствора, то 1 *куб. см* $AgNO_3$, пошедший на титрование 10 *куб. см* испытуемого раствора, эквивалентен 0,1% KCN, и отсчет бюретки, деленный на 10, дает содержание KCN в растворе в десятых процента.

Расход KCN на эфель может быть также установлен при перколяционной пробе путем подведения баланса количества KCN, поступившего со всеми растворами в перколятор и сошедшего с ними из последнего. С этой целью точно определяют содержание KCN, как в заливаемых растворах, так и в собираемых отдельно фильтрах.

Защитная или свободная щелочность цианистого раствора. Защитная щелочность цианистого раствора, полученного от обработки эфеля, эквивалентна количеству децинормальной кислоты, требуемой для нейтрализации раствора, но без разложения находящегося в последнем цианида.

Защитную щелочность определяют следующим образом. К 10 *куб. см* раствора, содержащего KCN и щелочь ($NaOH$ или CaO), прибавляют 30 *куб. см* воды, 3—4 капли раствора KI и без аммиака титруют раствором $AgNO_3$ до появления желтоватой опалесценции. Тогда к пробе прибавляют избыток раствора $AgNO_3$ в 0,5 *куб. см* и несколько капель фенол-фталеина. Если в растворе имеется свободная щелочь, то он окрашивается в красный цвет; если раствор остается бесцветным или в нем появляется белая муть, то раствор нейтрален или слабо-кисел. В первом случае, свободную щелочь титруют децинормальной щавелевой кислотой до исчезновения окраски. Каждый *куб. см* кислоты, пошедший на нейтрализацию 10 *куб. см* испытуемого раствора, отвечает 0,004 *г* $NaOH$ или 0,0028 *г* CaO, или 0,04% $NaOH$ и 0,028% CaO.

Полезный расход щелочи. Под полезным расходом щелочи понимают количество щелочи, эквивалентное тому количеству KCN, которое экономится вследствие применения щелочи. Полезный расход щелочи определяют следующим образом. В 10 *куб. см* цианистого раствора определяют по способу, описанному для определения защитной щелочности, содержание KCN и $NaON$ (или CaO). По расходу $AgNO_3$ до появления желтоватой опалесценции определяют процентное содержание KCN в растворе, по расходу децинормальной щавелевой кислоты — процентное содержание свободной щелочи. То же проделывают с 10 *куб. см* раствора после обработки им эфеля Разность в содержании KCN в растворе до и после обработки эфеля и есть эко-

номия в *KCN*, а эквивалентное этому количество щелочи (*NaOH* или *CaO*) представляет полезную щелочь.

Дарасунский эфель.

1. Общий расход *KCN* в отсутствии щелочи: 100 *г* эфеля агитировались в течение 6 час. со 100 *куб. см* раствора *KCN*.

На 10 *куб. см* свежего раствора до обработки эфеля пошло 5,8 *куб. см* $AgNO_3$, т.-е., раствор содержал $0{,}01 \times 5{,}8 = 0{,}058$ *г* или 0,58% *KCN*.

На 10 *куб. см* фильтрата от обработки эфеля пошло 2,15 *куб. см* $AgNO_3$, т.-е., раствор содержал $0{,}01 \times 2{,}15 = 0{,}0215$ *г KCN* или 0,215% *KCN*.

Расход *KCN* на 10 *г* эфеля равен $0{,}058 - 0{,}0215 = 0{,}0365$ *г KCN*
„ „ „ 100 „ „ „ 0,365 *г* или 0,365%
„ „ „ 1 *т* „ „ 3,65 *кг* (14,6 фунт. на 100 п.).

2. Расход *KCN* в присутствии щелочи:
100 *г* эфеля агитировались в течение 6 часов со 100 *куб. см* раствора, содержавшего *KCN* и *NaOH*.

На 10 *куб. см* раствора до обработки эфеля пошло 4,85 *куб. см* и 31,25 *куб. см* щав. кисл.

На 10 *куб. см* раствора после обработки эфеля пошло 3,20 *куб. см* $AgNO_3$ и 1,95 *куб. см* щав. кисл.

Следовательно, расход на 10 *г* эфеля составляет:

KCN : 0,0485 — 0,0165 *г* или 0,,165% = 1,65 *кг* на 1 *т*,
NaOH : 0,004 (31,25 — 1,95) = 0,1172 *г* или 1,17% = 11,70 *кг* на 1 *т*
(1 *куб. см* *N*/10 шавелевой кислоты = 0,004 *г* *NaOH*).

Таким образом, благодаря присутствию щелочи расход *KCN* уменьшился на 3,65 — 1,65 = 2 *кг* на 1 *т* эфеля.

Полезным расходом щелочи будет количество *NaOH* (или *CaO*), эквивалентное 2 *кг KCN*; так как:

1 мол. *KCN* эквивалентна 1 мол *NaOH*, то
65 *г* *KCN* „ 40 „
2 в. ч. *X*

$$X = \frac{40}{65} \cdot 2 = 1{,}23 \text{ кг } NaOH.$$

Общий же расход щелочи для Дарасунского эфеля составлял 47,2 фунта на 100 пуд. (11,8 *кг* на 1 *т*); следовательно, 11,80 — 1,23 = 9,57 *кг* *NaOH* есть щелочь, не защитившая *KCN*, а вступившая в реакции с веществами, на *KCN* не действующими или с веществами, продукты реакций которых со щелочью являются такими же поглотителями *KCN*, как и они сами. Такими веществами в Дарасунском эфеле являются $FeSO_4$, SO_3:

$$FeSO_4 + 2\,NaOH = Fe(OH)_2 + Na_2SO_4$$
$$Fe(OH)_2 + 6\,KCN = K_4Fe(CN)_6 + 2KOH,$$
$$FeSO_4 + 6\,KCN = K_4Fe(CN)_6 + K_2SO_4,$$
$$H_2SO_4 + 2\,KCN = K_2SO_4 + 2\,HCN.$$

По произведенным опытам расход реактивов на 1 *т* Дарасунского эфеля составляет:

KCN — 1,65 *кг* (6,6 фунт. на 100 пуд.).
NaOH — 11,8 *кг* (47,2 ф. на 100 п.) или 8,26 *кг* *CaO* (32,8 ф. *CaO* на 100 п.).

Для перколяции целесообразнее определять наивыгоднейший расход щелочи (*CaO*) путем непосредственной обработки эфеля раствором *KCN* в присутствии переменных количеств извести, с которой в последствии ведется исследование.

В лаборатории пользуются готовой известью, полученной при прокаливании мрамора. Так как эта известь на воздухе довольно быстро изменяется, поглощая воду и углекислоту, и, кроме того, часто содержит примеси (SiO_2, *MgO*, неразложенный $CaCO_3$ и т. д.), действующим же началом в извести является чистая окись кальция, то в каждом препарате приходится определять содержание чистой и свободной *CaO*. Для этой цели 300 — 500 *г* извести измельчают и прокаливают в шамотном тигле в горне или муфеле при светло-красном калении в течение, примерно, одного часа. Прокаленный и охлажденный препарат быстро измельчают, отбирают навеску в 2 *г* и помещают ее в литровую реактивную склянку с притертой пробкой, где находится раствор 20 *г* сахара в одном литре дистиллированной воды. Для связывания CO_2, находящейся в воде, до всыпания пробы к раствору сахара прибавляют 2—3 капли фенол-фталеина и по каплям из пипетки известковой воды до появления слаборозового окрашивания. Всыпав навеску *CaO*, склянку закрывают пробкой и немедленно начинают агитировать, дабы предотвратить сбивание *CaO* в хлопья, которые трудно растворяются. Агитируют два часа, затем дают пробе стоять в течение 12 часов, после чего агитируют еще один час. После отстанвания раствор трисахарата кальция быстро фильтруют и в нескольких его порциях по 50 *куб. см* (0,1 *г* извести) определяют известь титрованием децинормальной щавелевой кислотой в присутствии фенол-фталеина или децинормальной серной кислотой в присутствии метилоранжа.

1 *куб. см* *N* 10 кислоты отвечает 0,0028 *г* *CaO*. На 50 *куб. см* раствора извести пошло 33 *куб. см* *N* 10 щавелевой кислоты, следовательно, в 0,1 *г* извести заключается 0,0924 *г* *CaO* или 92,4% *CaO*. При отвешивании извести учитывают определенное содержание в ней свободной *CaO*.

Определение наивыгоднейшего расхода *CaO* производится следующим образом. В ряд сухих реактивных склянок с притертыми пробками помещают по 100 *куб. см* раствора *KCN* с определенным содержанием *KCN*. В первую склянку всыпают, например, 0,4 *г* *CaO*, во вторую—0,5 *г* *CaO*, в третью—0,6 *г* *CaO* и т. д. и по 100 *г* эфеля. Закрыв пробки, склянки агитируют шесть часов, после чего пробы фильтруют и в полученных фильтратах определяют содержание свободных *KCN* и *CaO*. Наивыгоднейшим количеством *CaO* для данного эфеля является то, при котором получен наименьший расход *KCN*.

Дарасунский эфель. Навески эфеля — 100 *г*, к каждой навеске прибавлено 100 *куб см* *KCN* крепостью 0·48% и нижеследующие количества *CaO*:

% *CaO*	0,4	0,5	0,6	0,7	0,9	1,0	1,1	1,2
Расход *KCN* ф. на 100 пуд. . .	12,8	12	11	10,2	8	7,2	7,2	7,2
Реакция фильтрата . . .	Кислая					Щелочная		
% *CaO* в фильтрате .	—	—	—	—	—	0,0084	0,0098	0,0196

Следовательно, наивыгоднейшим и минимальным количеством *CaO* при цианировании Дарасунского эфеля является 1% или 10 *кг* чистой извести на 1 *т* эфеля, что на 0,18% или 1,8 *кг* больше количества, определенного при агитации эфеля с раствором *NaOH*.

Максимальное извлечение золота. Под максимальным извлечением золота понимают извлечение при непосредственном цианировании эфеля

в условиях, наиболее благоприятных для растворения золота в смысле продолжительности обработки, количества реактивов, аэрации и т. д.

Для определения максимального извлечения золота мы пользуемся бутылочной пробой, выполняемой следующим образом.

В склянку емкостью 1,5 *л* отмеривают 800 *куб. см* 0,4 — 0,5% раствора *KCN*, всыпают туда *CaO* в количестве, определенном, как наивыгоднейший расход для данного эфеля, и 2 — 3 *г* $BaO_2 \cdot 8H_2O$, как окислитель; перемешивают раствор, всыпают 400 *г* эфеля, склянку закупоривают и помещают в агитационном станке. Последний представляет собой два деревянных диска, укрепленных на концах горизонтальной оси. К каждому диску помощью шпагата или проволоки может быть прикреплено по шести склянок. Агитатор приводится в действие от калорического двигателя в 0,1 — 0,12 лош. силы со скоростью 20 оборотов в минуту. Пробы устанавливают с утра. По прошествии каждых 12 часов, обыкновенно на ночь, пробы снимают, приоткрывают пробки и в таком состоянии оставляют в покое до следующего утра, после чего склянки снова закупоривают и продолжают описанным образом агитацию в течение времени от 12 до 72 часов. За норму при определении максимального извлечения мы принимаем 72 часа. По окончании агитации склянки снимают и оставляют отстаиваться полчаса — час, после чего требуемое для определения золота количество жидкости можно отфильтровать с большой скоростью, декантируя прозрачный раствор через сухой фильтр в сухой стакан.

Определение % извлечения золота при цианировании.

Это определение, как при бутылочных пробах, так и при перколяции удобнее и правильнее производить по растворам, отделенным от эфеля, так как этим устраняется мешкотная работа промывки хвостов, получающиеся же результаты лучше согласуются друг с другом, чем это возможно достигнуть, определяя извлечение по хвостам. Перемешав растворы, легко отобрать от них пробу, содержание золота в которой точно соответствует содержанию во всей массе раствора, тогда как хвосты нужно отдельно промыть и плавить либо целиком, либо предварительно тонко измельчить и отобрать навески для опробования путем методического сокращения. Кроме того, непосредственная плавка даже промытых хвостов не отличается большой точностью (5). В хвостах от цианирования эфелей часть золота заключается в виде комплекса, $KAu(CN)_2$, не отмытого от эфелей, или ими адсорбированного и по этой причине не могущего быть нацело отмытым. Вследствие молекулярного распыления в массе хвостов такое золото при опробовании хвостов помощью обыкновенной тигельной плавки не собирается полностью в веркблее, и содержание золота в хвостах оказывается ниже действительного, т.-е.. хвосты беднее. Как следствие этого, для % извлечения золота из эфелей по хвостам получается цифра на 2 — 6% выше действительной. Поэтому для точного опробования хвостов пользуются способом плавки с предварительным фиксированием золота по Christy, выполняемым следующим образом.

Хвосты сокращают до 300 — 500 *г*, измельчают до 150 отверстий. 100 *г* измельченных хвостов помещают в фарфоровую чашку, прибавляют к ним около одного грамма *KCN* в растворе, 20 *куб. см* 5% раствора $CuSO_4$, 15 *куб. см* 15% раствора Na_2SO_3 и 15 *куб. см* 10% серной кислоты. После прибавления каждого раствора содержимое чашки тщательно перемешивают стеклянной палочкой. Пробу выпаривают на водяной бане досуха и плавят в тигле с флюсом:

на 1 вес. часть хвостов 1,25 в. ч. глета
„ 1 „ „ „ 1,25 „ „ сухой соды,
„ 1 „ „ „ 0,5 „ „ „ буры.

Восстановителя (винного камня) следует брать такое количество, чтобы получить веркблей весом не менее 45 — 50 *г*. Веркблей сокращают и купелируют.

Теория способа фиксирования золота по Christy может быть выражена в виде следующих уравнений:

1. $2\,CuSO_4 + N_2SO_3 + H_2SO_4 + H_2O = Cu_2SO_4 + 2\,H_2SO_4 + Na_2SO_4$.
2. $Cu_2SO_4 + 4\,KCN = Cu_2\,(CN)_2 \cdot 2\,KCN + K_2SO_4$.
3. $2\,KAu\,(CN)_2 + Cu_2\,(CN)_2 \cdot 2\,KCN + 2\,H_2SO_4 =$
$= 2\,Au\,Cu\,(CN)_2 + 2\,K_2SO_4 + 4\,HCN$.

При осаждении золота из раствора его комплекса, $KAu\,(CN)_2$, раствором меди, избыток последней против того, что требуется для соединения $Au\,Cu\,(CN)_2$ [1]) образует $Cu_2\,(CN)_2 \cdot 2\,KCN$. Этот комплекс равномерно распределяется по всей массе хвостов, окружая частицы $Au\,Cu\,(CN)_2$. При последующей плавке $CuAu\,(CN)_2$ разлагается при повышении температуры и дает сплав $Cu : Au$; одновременно комплекс $Cu_2\,(CN)_2 \cdot 2\,KCN$ выделяет металлическую медь, которая сплавляется с образовавшимся меднозолотым сплавом $(Cu : Au)$. Таким образом выделившаяся медь играет роль коллектора золота. Образующиеся частицы сплава меди с золотом, соединяясь, приобретают значительные размеры, благодаря чему полностью извлекаются тем количеством металлического свинца, который получается при обыкновенной тигельной плавке.

Определение золота в растворах. Из различных способов определения золота в цианистых растворах в нашей лаборатории пользуются следующими тремя:

1. Выпариванием в чашках из пробирного свинца. 100—150 *куб. см* раствора выпаривают в тонкостенной чашке из пробирного свинца, не содержащего золота, на песчаной бане досуха. Во избежание разбрызгивания перед концом выпаривания в чашку прибавляют два грамма глета. Чашку свертывают в компактную массу, шерберуют с присадкой 10 — 15 *мг Ag*, 15 *г* пробирного свинца, 0,5 *г* стекла и 0,5 *г* плавленной буры. Полученный веркблей купелируют. Хотя способ весьма прост, но требует много времени, допускает одновременное выпаривание не более 150 *куб. см* раствора и вследствие разбрызгивания возможны потери.

2. Способ Chiddey — по этому способу золото осаждают цинковой пылью. Точно отмеренное количество раствора, обычно 200 — 300 *куб. см*, помещают в стакан емкостью в 500 *куб. см*, прибавляют 0,5 *г* *KCN*, 3 *г* цинковой пыли и несколько капель 10% раствора уксуснокислого свинца. Стакан помещают на песчаную баню и нагревают около одного часа при 60 80° С при частом помешивании раствора. Цинк осаждает золото по реакциям:

1. $4\,KCN + 2\,H_2O + Zn = K_2Zn\,(CN)_4 + 2\,KOH + 2\,H$,
2. $2\,KAu\,(CN)_2 + 2\,KOH + 2\,H = 2\,Au + 4\,KCN + 2\,H_2O$.

После этого к пробе прибавляют 30 *куб. см* 10% раствора уксуснокислого свинца и тщательно перемешивают при нагревании. Свинец вытесняется из раствора цинком по реакции:

3. $Pb\,(CH_3COO)_2 + Zn = Pb + Zn\,(CH_3COO)_2$

и образует с цинком пару, электролитически способствующую осаждению золота. Пробу кипятят 10 — 15 минут, затем несколько охлаждают и приливают к ней 20 *куб. см* концентрированной *HCl*, свободной от азотной кислоты и хлора, и снова кипятят. Свинец выделяется в форме рыхлой губчатой массы, образующей при кипячении один комок. Кипячение продолжают до тех пор,

[1]) В 20 *куб. см* 5% раствора $CuSO_4 \cdot 5H_2O$ заключается 0,25 *г* меди.

пока избыток металлического цинка не растворится и раствор не станет прозрачным. Тогда раствор декантируют через свинцовый фильтр. Такой фильтр получают, свернув так же, как и обыкновенный бумажный, кусок тонкой свинцовой фольги 6×6 *см* и расправив его в стеклянной воронке. В полученный таким образом конус всыпают 15 *г* мелкого пробирного свинца (диаметр частиц около 0,5 *мм*) и у вершины конуса прокалывают иглой несколько маленьких отверстий. Фильтруют с вакуумом, что ускоряет операцию. Свинцовую губку промывают декантацией сначала горячей, затем холодной водопроводной водой, переносят на фильтр и отжимают стеклянной палочкой. В фильтр кладут 10 — 15 *мг* серебра для квартования, загибают края фильтра внутрь и, положив на глазурованный шербер, прибавляют 10 *г* пробирного свинца, 1 *г* плавленной буры и 0,5 *г* толченого стекла, шерберуют и купелируют.

4. Способ Christy. Способ основан на осаждении золота (и серебра) из цианистых растворов в виде комплекса $AuCu\ (CN)_2$ [или $Au\ (Ag)\ Cu\ (CN)_2$] медным купоросом в присутствии серной и сернистой кислот. При осаждении имеют место те же реакции, что и при фиксировании золота в хвостах по способу Christy. К 200 — 300 *куб. см* золотосодержащего раствора прибавляют реактивы в следующем порядке: 20 *куб. см* 10% раствора медного купороса, 20 *куб. см* раствора Na_2SO_3 (10%-го) и, наконец, 10 *куб. см* 10%-го раствора H_2SO_4.

После прибавления каждого раствора пробу взбалтывают и затем нагревают в течение 20 минут почти до кипения. Для более быстрого осветления раствора к нему прибавляют несколько капель 5%-го раствора желтой соли. Горячую пробу быстро фильтруют и осадок на фильтре промывают горячей водой до исчезновения меди в промывной воде. Высушив фильтр с осадком, его помещают в шамотный тигель, куда предварительно всыпают половину шихты из 50 *г* глета, 30 *г* буры, 3 *г* винного камня и 10 — 15 *мг* серебра. Смесь покрывают остальным количеством шихты и плавят в горне. Веркблей купелируют. Соды при плавке не следует применять, так как медь восстановится до металла и загрязнит веркблей. В отсутствии соды медь шлакуется бурой и глетом.

Способы Chiddey и Christy одинаковы по точности и быстроте выполнения.

По описанным способам было определено максимальное извлечение золота для Дарасунского эфеля.

Навески по 400 *г* эфеля агитировались с 800 *куб. см* раствора KCN крепостью $0{,}45\%$ в присутствии 4 *г* CaO и 3 *г* $BaO_2 \cdot 8H_2O$ в течение 6, 12, 24, 48 и 72 часов. Извлечение золота определялось по растворам. Были получены следующие результаты:

100 *г* эфеля до извлечения содержали 1,1 *мг Au*.					
Продолжительность обработки час. . .	6	12	24	48	72
со 100 *г* эфеля извлечено *Au* в *мг* .	0,76	0,76	0,78	0.84	0,89
$\%$ извлечения золота	69,1	69,1	71	76,4	81,5.

Следовательно, масимальное извлечение золота из Дарасунского эфеля при непосредственном его цианировании с агитацией составляет $81{,}5\%$. При перколяции такой высокий процент извлечения не достижим, так как при бутылочной пробе имеются весьма благоприятные условия для растворения золота, а именно, усиленная агитация, аэрация и присутствие окислителя, чего при перколяции нет. Благодаря этому при бутылочной пробе в раствор переходит также золото из илов и мелких концентратов, что повышает $\%$ его извлечения. По данным предварительных испытаний было произведено несколько опытов перколяции Дарасунского эфеля.

Перколяция № 1.

В перколятор было загружено 2 *кг* средней пробы эфеля в смеси с 20 *г* чистой *CaO*, согласно указаний „наивыгоднейшего расхода щелочи". Количество первого раствора должно быть достаточно для насыщения эфеля. По определению, описанному на стр. 41, первого раствора должно быть около 37,5% от веса эфеля; взято 35% или 700 *куб. см.*

Крепость первого раствора. Раствор должен содержать цианида не менее того, что требуется для обработки эфеля в присутствии щелочи, т.-е., 1,65 *кг* на 1 *т* или 0,165% от веса эфеля; при весе нагрузки в 2 *кг* это составит $(2\,000 \times 0{,}165) : 100 = 3{,}3$ *г*; отсюда крепость первого раствора, объем которого равен 700 *куб. см*, должна составлять $3{,}3 : 7 = 0{,}47\%$. Первый раствор был залит снизу. Порядок заливки и крепость остальных растворов показаны в нижеследующей таблице (табл. V). Первый и второй раствор находились в контакте с эфелем в течение соответственно 24 и 12 часов, после схода первого раствора эфель аэрировался в течение 24 часов, после схода второго раствора — 12 часов. Остальные растворы заливались и снимались последовательно без перерыва.

Таблица V.

Эфеля 2 *кг*; извести 20 *г*.

Залито.				Сошло.			
№ раствора	*куб. см*	% *KCN*	*KCN* *г*	№ раствора	*куб. см*	% *KCN*	*KCN* *г*
1	700	0,49	3,43	1	700	0,145	1,015
2	700	0,26	1,82	2	700	0,120	0,84
3	800	0,05	0,4	3	800	0,065	0,52
4	600	вода	вода	4	600	0,015	0,09
5	600	„	„	5	610	0	—
6	600	„	„				
Итого . .	4000	—	5,65	Итого . .	3410	—	2,47

Расход *KCN* на 2 *кг* эфеля составил $5{,}65 - 2{,}47 = 3{,}18$ *г*
„ „ „ 100 *г* „ „ $3{,}18 : 20 = 0{,}16$ *г* или %
„ „ „ 1 т. „ „ 1,6 *кг* (6,4 ф. на 100 п. эфеля).

% задерживаемой в хвостах влаги: 2 *кг* эфеля задержали $000 - 3\,410 = 590$ *куб. см* раствора или $590 : 20 = 29{,}5\%$.

Скорость перколяции была измерена при сходе 1, 2 и 5-го растворов и оказалась равной 1,55 дм. в час.

% извлечения золота. 3, 4 и 5-й растворы, составлявшие вместе 2 010 *куб. см*, были сокращены выпариванием в фарфоровой чашке на песчаной бане до 550 *куб. см*, каковые были присоединены к растворам №№ 1 и 2, что дало всего 1950 *куб. см*. Соединенные растворы были слиты в колбу на 2 литра и доведены точно до объема в 2 литра. В трех порциях по 400 *куб. см* соединенных растворов определено золото. Оно оказалось равным 2,2 *мг* в каждой порции раствора. Так как 1 *куб. см* последнего отвечает 1 *г* эфеля, то 2,2 *мг Au* извлечены, следовательно, из 400 *г* эфеля. Отсюда: из 100 *г* эфеля извлечено $2{,}2 : 4 = 0{,}55$ *мг Au* или 5,5 *г* из 1 тонны.

Содержание в 100 *г* эфеля равно 1,1 *мг*, извлечено со 100 *г* эфеля 0,55 *мг* или извлечение золота из эфеля составляет 50% при расходе 1,6 *кг* *KCN* и 10 *кг* *CaO* на 1 *г* эфеля.

Продолжительность обработки одной нагрузки или одного чана.

Продолжительность обработки одного чана при перколяции может быть рассчитана, если известны: 1) отношение жидкого к твердому, т.-е., отношение веса всех растворов, включая и промывные воды, к весу сухого эфеля, 2) высота нагрузки, 3 скорость перколяции и 4) объемный вес эфеля.

Отношение жидкого к твердому на практике составляет при перколяции от 1 до 2:1, т.-е., на 1 *т* (на 100 пуд.) эфеля вес всех растворов равен 1 — 2 *т* (100—200 пуд.). Принимаем отношение ж:т = 1,5:1. Высота нагрузки варинрует в широких пределах от 5 до 10 фут. Принимаем 6 фут., как наиболее распространенную высоту при малых чанах. Скорость перколяции по лабораторным определениям составляет 1,55 дм. в час. На практике, благодаря более благоприятному отношению высоты чана к его диаметру, и меньшему влиянию капиллярности, скорость перколяции будет несколько больше Принимаем 1,6 дм. в час.

Объемный вес эфеля по лабораторным определениям равен 1,383.

Без особой погрешности можно принять, что удельный вес слабых цианистых растворов равен 1,0. При указанных условиях высота столба всех растворов, которые должны профильтроваться через одну нагрузку эфеля высотой 72 *дм* или 6 футов, составит: $72'' \times 1{,}5 \times 1{,}383 = 149{,}4''$.

При скорости перколяции 1,6 дм. в час, продолжительность перколяции (для всех растворов) составит:

149,4 : 1,6 =	93,3 часа.
Нагрузка и выгрузка чана	24,0 часа
Аэрация между заливками растворов .	24,0 „
Итого	141,3 часа

Следовательно, для обработки одного чана потребуется 141,3 часа или около 6 суток и для непрерывного действия завода необходимо иметь 6 перколяционных чанов.

Результаты перколяции № 1 показали, что:

1) расход реактивов велик, 2) извлечение золота мало.

Целью дальнейшего исследования было изыскание способов понижения расхода реактивов и повышения % извлечения золота при обыкновенной перколяции.

Расход реактивов.

Большой расход извести обусловливается значительной общей и связанной кислотностью эфеля, т.-е., высоким содержанием свободной серной кислоты и сульфата закиси железа. Согласно рационального анализа, в эфеле заключаются 0,816% SO_3 и 0,311% $FeSO_4$, которые для полной нейтрализации потребовали бы следующие количества извести:

$$1.\ SO_3 + CaO = CaSO_4$$
$$\left.\begin{matrix} 80{,}06 & -56 \\ 0{,}816 & -x \end{matrix}\right\} x = 0{,}572\%.$$

$$2.\ FeSO_4 + CaO + H_2O = Fe(OH)_2 + CaSO_4$$
$$\left.\begin{matrix} 151{,}9 & -56 \\ 0{,}311 & -y \end{matrix}\right\} y = 0{,}115\%\ CaO.$$

Итого $0{,}572 + 0{,}115 = 0{,}687\%$ *CaO*, т.-е., 6,87 *кг* на 1 т. (27,48 ф. *CaO* на 100 пуд. эфеля).

В виду малой растворимости *CaO* в воде и цианистых растворах реакции нейтрализации известью протекают медленно и, так как раствор *KCN* реагирует, как слабая щелочь, то *KCN* будет нейтрализовать кислотность эфеля энергичнее, чем известь. Поэтому для защиты *KCN* необходим значительный избыток *CaO* против теоретически требуемого и мы видим, что даже при

применении 1% *CaO* расход *KCN* составляет все еще 1,6 *кг* на 1 *т* эфеля. Большой расход извести при перколяции имеет следствием значительные затруднения в процессе. Во-первых, известь, будучи введена в нагрузку в большом количестве, понижает извлечение золота, так, как инкрустирует частицы, как эфеля, так и золота, во-вторых, известь осаждается в виде трудно растворимых гипса и углекислого кальция, как в массе самого эфеля, что уплотняет нагрузку и ухудшает перколяцию, так и по путям движения золотых растворов. Особенно сильное осаждение солей кальция происходит в экстракторах на цинковой стружке, представляющей своей большой поверхностью весьма благоприятные условия для осаждения кристаллических солей. Это уменьшает активную поверхность цинка и ухудшает осаждение золота. Кроме того, вес осадков увеличивается, проба их понижается, обработка их затрудняется и т. д.

Переводя сульфаты, напр., глинозема и железа в студенистые гидраты, известь ухудшает фильтрующее свойство эфеля.

Большой расход *KCN* обусловливается наличностью в эфеле закисного железа и медных соединений, растворимых в *KCN*. Очевидно, для уменьшения расхода реактивов необходимо удалить из эфеля медь и закисное железо или перевести последнее в нейтральный для процесса гидрат окиси, $Fe(OH)_3$. Этого можно достичь тщательной промывкой эфеля до цианирования или промывкой в связи с аэрацией в щелочной среде. Водной промывкой предполагалось отмыть медь и большую часть $FeSO_4$. Для указанных целей были поставлены соответствующие опыты.

Перколяция № 2.

Перколяция эфеля после промывки его в перколяторе. В перколятор был загружен 1 *кг* эфеля и промыт последовательно 400 *куб. см* 1% серной кислоты и 1 000 *куб. см* воды, порциями по 200 *куб. см*. При этом была отмыта вся растворимая медь, но отмыть $FeSO_4$ нацело не удалось, хотя количество ее в эфеле сильно уменьшилось. Эфель был высушен и для него был определен расход реактивов по бутылочным пробам. Наивыгоднейшим расходом щелочи оказалось 0,7% или 7,0 *кг CaO* на 1 *т* эфеля, при этом расход *KCN* понизился до 1,15 *кг* на 1 *т* эфеля. Общий же расход щелочи по пробе с раствором *NaOH* оказался равным 1,06%, что эквивалентно 7,42 *кг CaO* на 1 *т* эфеля.

По указаниям этого предварительного опыта в перколятор были загружены 2 *кг* эфеля и через нагрузку пропущено:

1. 600 *куб. см* 0,5%-й серной кислоты,
2. 600 „ „ воды,
3. 2 раза по 800 *куб. см* воды; итого 2 800 *куб. см* растворов.

В последнем из сошедших растворов, несмотря на большое количество пропущенных промывных вод, меди не было, но оказалось еще $FeSO_4$ в количестве 0,007% *Fe*. Промытый эфель был выгружен, высушен, смешан с 18 *г CaO*, загружен в перколятор и обработан растворами в порядке, показанном в таблице VI. Первый раствор был в контакте с эфелем в течение 24 час., второй 12 час. После схода первого и второго растворов эфель аэрировался по 12 час.

Таблица VI.

	Залито				Сошло		
Раствор №	*куб. см*	% *KCN*	*г KCN*	Раствор №	*куб. см*	% *KCN*	*г KCN*
1	700	0,345	2,415	1	700	0,095	0,665
2	800	0,15	1,20	2	800	0,08	0,64
3	800	0,06	0,48	3	800	0,045	0,36
4	600	вода		4	600	0,01	0,06
5	600	„		5	470	0	—
6	600	„					
Итого	4 100	—	4,095		3 370	—	1,725

Расход KCN составил $(4{,}095 - 1{,}725) : 20 = 0{,}118\%$ или 1,18 *кг* на 1 *т* эфеля (4,72 фун. на 100 пуд.). Эфель задержал $(4\,100 - 3\,370) : 20 = 36{,}5\%$ влаги. Скорость перколяции — 0,7 дм. в час.

Соединенные растворы от перколяции сокращены выпариванием до 2 литров и в отдельных порциях по 400 *куб. см* (400 *г* эфеля) определялось содержание золота, оказавшееся равным 2,4 *мг*. Следовательно, со 100 *г* эфеля извлечено $2{,}4 : 4 = 0{,}6$ *мг* или $(0{,}6 : 1{,}1) \times 100 = 54{,}5\%$ от содержания золота в эфеле.

Перколяция № 2 показала, что предварительная промывка эфеля водой понизила расход KCN с 1,6 *кг* до 1,18 *кг* или на 27%, расход извести с 10 до 6,87 *кг* — на 30% и несколько повысила извлечение золота. Все же расход реактивов еще велик.

Скорость перколяции уменьшилась почти вдвое — это объясняется, повидимому, значительным содержанием в эфеле глинистого ила. При промывке водой глина набухла, при последующем просушивании сбилась в плотные агрегаты, которые затруднили фильтрацию растворов, чему не мало способствовала щелочная среда. Несмотря на значительное количество промывных вод (2 800 *куб. см* на 2 *кг* эфеля), отмыть все $FeSO_4$ не удалось, что вызвало повышенный расход KCN и CaO.

Перколяция № 3.

При перколяции № 3 решено было нейтрализовать вредное действие $FeSO_4$ путем перевода его в $Fe(OH)_3$. Для этого эфель был подвергнут аэрации в щелочной среде. Реакция, при этом протекающая, может быть выражена уравнением: $2\,FeSO_4 + 2\,Ca(OH)_2 + H_2O + O = 2\,Fe(OH)_3 + 2\,CaSO_4$. Но предварительно надлежало удалить медь, так как при указанной выше операции медь переводится лишь в $Cu(OH)_2$, соединение, являющееся столь же энергичным поглотителем KCN, как и заключавшаяся в эфеле окись меди.

Роль CuO, как поглотителя KCN, весьма серьезна. Согласно анализа, в Дарасунском эфеле имеется $0{,}045\%$ растворимой меди. Если допустить, что вся Cu при перколяции извлекается KCN с образованием комплекса $K_2Cu_2(CN)_4$ по реакции: $2\,Cu + 4\,KCN + 2\,H_2O = K_2\,Cu_2\,(CN)_4 + 2\,KOH + H_2$, то 63,6 в. ч. растворимой Cu связывают $2 \times 65{,}19$ в. ч. KCN и, следовательно, $0{,}045\%$ Cu в эфеле свяжут $(2 \cdot 65{,}19 \cdot 0{,}045) : 63{,}6 = 0{,}0923\%$ KCN или 0,9 *кг* KCN на 1 *т* эфеля. В виду этого эфель был сперва промыт водой до удаления всей растворимой меди.

В перколятор были загружены 2 *кг* эфеля и промыты водой до исчезновения в промывных водах меди. При этом наблюдалось следующее. Первые сходившие растворы содержали лишь $FeSO_4$ и имели кислую реакцию, затем растворы становились темно-зелеными, что было связано с появлением в них меди и далее, по мере промывки, количество меди в них уменьшалось. Наконец, пошли растворы, содержавшие только $FeSO_4$, но не содержавшие вовсе меди.

При рациональном анализе эфеля было установлено, что водная вытяжка его в нейтральной атмосфере, например, CO_2 не содержала меди, которая извлекалась из эфеля лишь серной и сернистой кислотами. Это доказывало, что медь находится в эфеле лишь в форме нерастворимых в воде соединений, например, окиси или карбоната. Появление меди в растворе при промывке эфеля в перколяторе лишь водой объясняется следующим образом: эфель содержит $FeSO_4$ и свободную серную кислоту. Когда при перколяции в массе эфеля из $FeSO_4$, H_2SO_4 и O_2 образовалось некоторое количество $Fe_2(SO_4)_3$, то сернокислая окись железа стала быстро растворять CuO и последняя переходила в промывные воды: $2\,FeSO_4 + H_2SO_4 + O = Fe_2(SO_4)_3 + H_2O$; $3\,CuO + Fe_2(SO_4)_3 = 3\,CuSO_4 + Fe_2O_3$.

На промывку эфеля до исчезновения в промывных водах меди пошло 4,2 литра воды. Промытый эфель был переведен в керамиковый горшок, смешан с водой в отношении 1 : 5 и агитировался сжатым воздухом в присутствии

20 *г CaO* до исчезновения реакции на $Fe^{\cdot\cdot}$, что потребовало около 8 часов времени. После этого раствор был сдекантирован, эфель высушен и по бутылочным пробам определен расход реактивов. Последний оказался следующим:

расход *KCN* — 0,55 *кг* на 1 *т* (2,2 фун. на 100 пуд.).
„ *CaO* — 1,97 „ „ 1 „ (7,9 „ „ 100 „).

Следовательно, промывка эфеля водой с последующей аэрацией в щелочной среде позволяет понизить расход *KCN* на 66% (2,2 фун. вместо 6,4 фун.) и извести на 76% (7,9 фун. вместо 32,8 фун.).

Перколяция эфеля. 1850 *г* сухого эфеля были загружены в перколятор в смеси с 5 *г CaO* (0,27%). Через нагрузку были пропущены растворы, указанные в таблице VII.

Таблица VII.

Залито.				Сошло.			
Раствор №	*куб. см*	% *KCN*	*г KCN*	Раствор №	*куб. см*	% *KCN*	*г KCN*
1	700	0,25	1,75	1	700	0,04	0.28
2	700	0,10	0,70	2	740	0,06	0.44
3	700	0,06	0,42	3	730	0,04	0,29
4	600	вода		4	1050	0,01	0,10
5	600	„					
6	600	„					
Итого . .	3 800		2,87		3 220		1,11

Расход *KCN* составил (2,87 — 1,11) : 18,5 = 0,095% = 0,95 *кг* на 1 *т* (3,8 фун. на 100 пуд.).

Эфель задержал (3 800 — 3 220) : 18,5 = 31% влаги. По растворам определено извлечение золота. Со 100 *г* эфеля извлечено 0,595 *мг Au* или 54,1%.

Три произведенных опыта перколяции показали, что путем подготовительной операции, а, именно, промывки эфеля водой и последующей аэрации в щелочной среде можно удалить из эфеля бо́льшую часть меди и $FeSO_4$, а оставшуюся $FeSO_4$ перевести в безвредный для процесса гидрат окиси, $Fe(OH)_3$, благодаря чему расход реактивов на цианирование может быть уменьшен до 2,2—3,8 фунт. *KCN* (0,55 *кг* на 1 *т*) и 7,9 фун. (1,97 *кг* на 1 *т*) *CaO* на 100 пудов эфеля, каковой расход при данном эфеле является вполне приемлемым. Что касается извлечения золота, то оно не превышает все же 54%, скорость перколяции эфеля заметно уменьшается.

Малое извлечение золота. По рациональному анализу Дарасунского эфеля можно было предвидеть, что расход реактивов при его цианировании будет велик. Тот же анализ позволял наметить действительные средства для уменьшения расхода реактивов. Результаты опытов подтвердили положения, высказанные на основании рационального анализа эфеля. Аналогичным образом может быть разрешен вопрос относительно процента извлечения золота при непосредственном цианировании эфеля. Для этого необходимо обратиться к результатам классификации и концентрации. Между продуктами этих операций золото распределяется следующим образом (см. стр. 28).

В 1 *т* эфеля заключается 11 *г* золота из коего:

в породе содержится 55,5%
„ сульфидах содержится 45,5%

Золото в породе и сульфидах распределяется между песком, илом и концентратом в различной пропорции, в зависимости от точности классификации и концентрации. Так, при одном опыте (стр. 28) это распределение было, напр., следующее:

в песке . . . . . 33,7% от всего золота
„ иле . . . . . 28,0% „ „ „
„ концентратах . . . . 38,3% „ „ „
100

Так как при перколяции золото из сульфидов, по крайней мере крупных, не извлекается, то можно предположить, что все золото, ассоциированное с сульфидами, останется с ними в хвостах от перколяции, а растворится лишь свободное золото, находящееся в породе, каковое составляет 55,5% от золота в эфеле. В таком случае при перколяции мы не можем ожидать извлечения много выше 55%, что и подтвердилось всеми опытами перколяции, при которых извлечение золота не превысило 54%.

По бутылочным пробам при 72-часовой агитации непосредственно из эфеля удается извлечь 81,5% золота. Но при этой пробе имели место агитация и аэрация, что способствовало растворению золота, заключавшегося в илах и иловых концентратах.

Ситовой анализ песка от классификации и фиксирование сульфидов и золота по классам показали, что золото-содержащие сульфиды находятся во всех классах и связывают от 40 до 60% от золота в соответствующих классах. Все эти данные говорят за то, что перколяция данного эфеля не может дать извлечение много больше 55% и повысить извлечение можно лишь двумя путями: 1) либо применить к эфелю полный иловый процесс, либо 2) разделить эфель на песок, ил и концентраты и процианировать каждый из этих продуктов в отдельности по соответствующему способу. Какой из вариантов обработки будет более целесообразным в экономическом отношении, могут решить подсчеты стоимости всех операций, из которых слагается каждый из указанных вариантов. При полном иловом процессе у нас имеются следующие операции. Приготовление пульпы, классификация ее, измельчение до ила отделенного песка в смеси с концентратами и агитация иловой пульпы с раствором *KCN*. Количество песка плюс концентраты составит 72% от веса эфеля. Более выгодным был бы второй вариант: концентрация песка и раздельная обработка песка и концентратов. Второй вариант или смешанный процесс цианирования слагается из следующих операций: 1) классификации эфеля на ил и песок, 2) концентрации песка, 3) перколяции песка и 4) илового процесса для ила и измельченных концентратов. При этом варианте тонкому измельчению подлежат лишь концентраты. Так как последние богаты золотом, в то же время порода также содержит золото, то необходимо лишь возможно тщательнее отделить сульфиды, не заботясь об их чистоте. Продукт с 50—60% сульфидов будет достаточно удовлетворительным; в таком случае измельчению до ила будет подлежать 16—20% от всего эфеля, что, очевидно, много дешевле, нежели измельчение до того же состояния 72% от эфеля.

Для того, чтобы иметь представление о результатах цианирования эфеля по второму варианту (смешанному), был произведен опыт такой обработки.

Смешанный процесс. 4 *кг* эфеля подверглись классификации на ил и песок; отделенный песок подвергся концентрации: ил, песок и концентраты были опробованы на золото. Получены следующие результаты:

Продукты	*г*	%	В 1 тонне *т*	Содержание золота *г/т*	Количество *Au*	
					г	%
Ил	1082	27,5	0,275	12,0	3,30	28,87
Песок	2237	56,8	0,568	6,6	3,74	32,72
Концентраты	618	15,7	0,157	28,0	4,39	38,41
	3937	100	1—		11,43	100

В одной тонне исходного эфеля заключалось . . . . 11 *г Au*
„ продуктах классификации и концентрации . . . 11,43 *г Au*.

Совпадение следует признать удовлетворительным.

Цианирование песка. Отделенный песок подвергся цианированию по перколяционному способу. Расход реактивов при цианировании песка по бутылочным пробам оказался равным:

при 0,2% *CaO* 0,5 *кг KCN* на 1 *т* (2 фун. на 100 п.)
„ 0,5% *CaO* 0,4 „ *KCN* „ 1 „ (1,6 „ „ 100 „)

В перколятор было загружено 1400 *г* песка в смеси с 8,4 *г CaO*. Через нагрузку пропущены растворы в следующих количествах.

Залито: Раствор №	*куб. см*	% *KCN*	*г KCN*	Снято: Раствор №	*куб. см*	% *KCN*	*г KCN*
1	550	0,15	0,825	1	550	0,035	0,19
2	550	0,1	0,55	2	550	0,075	0,412
3	500	0,05	0,25	3	500	0,045	0,225
4	500	вода		4	530	0,005	0,026
5	500	„					
	2600		1,625		2130		0,853

Расход *KCN* на 100 *г* песка = (1,625 — 0,853) : 14 = 0,055 *г* или %
„ *KCN* „ 1 *т* „ — 0,55 *кг* (2,2 фун. на 100 пуд.

Песок задержал (2600—2130) : 14 = 33,6 % влаги.

Скорость перколяции оказалась равной 12 дюйм. в час.

Для увеличения продолжительности действия цианистого раствора на песок скорость перколяции была искуственно уменьшена путем неполного открытия зажима в тубусе перколятора.

Извлечение золота было определено по растворам, собранным при перколяции, и оказалось равным 0,43 *мг* со 100 *г* песка или (0,43 : 0,66) · 100 = 65,2%.

Цианирование ила от классификации. Две навески ила по 250 *г* каждая в смеси с 7 *г CaO* и 1,5 *г* $BaO_2 \cdot 8H_2O$ агитировались с 750 *куб. см* раствора *KCN* крепостью 0,3%. Продолжительность обработки 72 часа, продолжительность агитации 30 час. Извлечение золота определялось по растворам и оказалось равным 1,15 *мг* со 100 *г* ила. В 100 *г* ила заключалось 1,2 *мг Au*, следовательно, из ила извлечено (1,14 : 1,2) · 100 = 95%.

Цианирование концентратов от концентрации песка. Концентраты были измельчены до ситового анализа

+ 200	0,16%
— 200	99,84%
	100

Две навески измельченных концентратов по 150 *г* каждая агитировались в смеси с 2 *г CaO*, 2 *г* $BaO_2 \cdot 8H_2O$ с 450 *куб. см* раствора *KCN* крепостью 0,5% в течение 96 часов, из которых собственно агитация продолжалась около 40 часов.

Извлечение золота определялось по растворам и оказалось равным 2,66 *мг Au* со 100 *мг* концентратов. В 100 *г* концентратов заключалось 2,8 *мг Au*; следовательно, из концентратов извлечено:

$$(2{,}66 : 2{,}8) \cdot 100 = 95\%.$$

По полученным результатам цианирования ила, песка и концентратов не трудно рассчитать общее извлечение золота при обработке эфеля. Результаты расчета приведены в таблице VIII.

Таблица VIII.

Продукты	Количество в 1 *m* эфеля	Количество *Au* в *г*	% Извлечения золота	Извлечено *Au* в *г*
Песок	0,568	3,74	65,2	2,44
Ил	0,275	3.30	95,00	3,14
Концентраты	0,157	4,32	95,00	4,17
				9,75

в одной тонне исходного эфеля заключалось . . . . . 11 *г Au*
из „ тонны „ „ извлечено . . . . . 9,75 „ *Au*
извлечено . . . (9,75 : 11) · 100 = 88,7% всего золота.

Таким образом, при смешанном процессе из эфеля извлекается на 88,7 — 54 = 34,7% золота более, чем при непосредственной его перколяции.

При полном иловом процессе извлечение золота из Дарасунского эфеля составит, вероятно, 95% или на 95 — 89 = 6% более, чем при смешанном процессе. При содержании 11 *г Au* в тонне дополнительное извлечение в 6% означает 11 · 0,06 = 0,66 *г Au* или 130 · 0,66 = 85,8 коп. с тонны эфеля. Эти 85,8 коп. должны покрыть стоимость измельчения 0,568 *m* песка до ила, дополнительную классификацию, агитацию ила, сгущение, фильтрование, амортизацию, процент на капитал и включать еще прибыль. Стоимость тонкого измельчения одной короткой тонны песка в трубчатой мельнице до 50 — 90% продукта — 200 составляет в *U. S. A.* от 30 к. до 1 руб. (6). Приняв для наших условий высшую цифру, найдем, что одно лишь измельчение 0,568 м *m* песка до ила будет стоить около 64 коп. и на все остальные операции по обработке 0,568 *m* ила, а равно и прибыль остается 85,8 — — 64 = 21 — 22 коп. с тонны эфеля.

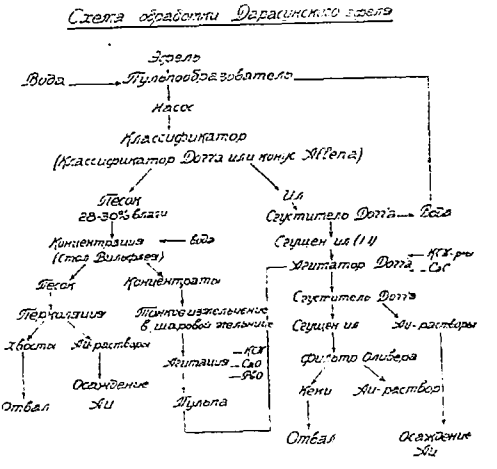


Рис. 11. Схема обработки Дарасунского эфеля.

Из этих сопоставлений ясно, что в экономическом отношении смешанный процесс является для Дарасунского эфеля более выгодным; так как к тому же он много проще, не требует дорого стоющих сооружений и приборов, то и в техническом отношении он целесообразнее полного илового процесса.

Схема обработки. На основании произведенного исследования Дарасунского эфеля рациональная для его обработки схема процесса и цепь аппаратов представляются в следующем виде (рис. 11).

Эфель загружают в пульпообразователь (механический агитатор), куда поступает вода для получения пульпы с отношением жидкого к твердому 5 — 6 : 1.

В пульпообразователе пульпу аэрируют сжатым воздухом, что будет способствовать растворению меди и солей железа. Насосом пульпа подается в классификатор, где она разделяется на песок с крупными сульфидами и ил с иловыми сульфидами. Песок концентрируется на столах Вильфлея. Отде-

ленный песок поступает на перколяцию и так как он хорошо промыт, то расход реактивов будет мал, и скорость перколяции значительна, что ускорит обработку песка. Отделенные концентраты измельчаются в шаровой мельнице в присутствии раствора *KCN*, извести и глета до „— 200“ и затем агитируются в малом пневматическом агитаторе, например, Пачука до максимального извлечения золота. Из агитатора пульпа присоединяется к сгущенным илам и вместе с ними агитируется в агитаторе Дорра. Предварительная агитация тонко измельченных концентратов необходима, так как для извлечения из сульфидов золота требуются иные условия, чем для цианирования обыкновенного ила. Отделение золотого раствора от ила совершается сперва в сгустителе Дорра, декантат из которого поступает на осаждение, а затем помощью механического фильтра Оливера, на котором ил окончательно промывается. Растворы идут на осаждение, а кэки в отвал.

Для классификации эфеля весьма подходящим прибором был бы конус Allen'a (7). Прибор действует автоматически без затраты механической энергии и весьма совершенно отделяет ил от песка и сульфидов. Вот, например, результаты классификации помощью конуса № 40—0 на руднике La Motte, Mo, Utah.

Классы.	Пульпа.	Песок.	Слив (ила).
14	0,9%	2,5%	—
20	2.6%	5,0%	—
28	3,5%	7,2%	—
35	4,5%	9,0%	—
48	9,0%	17,8%	—
65	8,7%	16,9%	—
100	10 %	20,1%	—
150	8,4%	12,2%	3,8%
200	6,1%	3,9%	6,3%
—200	46,3%	5,4%	89,9%
	100 %	100 %	100 %

В общем, в верхнем продукте процент —200 составляет 90 — 97%, песок отходит с 28 — 30% влаги.

Необходима ли концентрация илов, отделенных при классификации эфеля?

Данные лабораторных опытов показали, что концентрация илов в виду весьма тонкого состояния заключающихся в них сульфидов затруднительна, иловые сульфиды плывут вместе с илом. Так, например, из 700 *г* илов, содержавших 6% сульфидов (по сульфидной сере в илах), при повторной и тщательной промывке удалось отмыть лишь 15,2 *г* или 2% сильно разубоженных илом концентратов. Опробование ила до и после этой концентрации показало, что содержание золота в нем понизилось с 11,8 *г* до 11,0 *г* в тонне, т.-е., весьма незначительно. При непосредственном цианировании ила извлечение золота составляло 95%. Это доказывает, что концентрация ила и не нужна и что при цианировании ила заключающиеся в нем сульфиды почти полностью отдают свое золото.

Выводы.

Для установления рационального способа извлечения золота из Дарасунского эфеля помощью цианирования эфель был подвергнут лабораторному исследованию, которое дало следующие результаты.

1. Дарасунский эфель представляет собой кислый эфель, содержащий 8% сульфидов, а, именно, пирита и медного колчедана, соединения меди, растворимые в цианистом кали, сульфат закиси железа и свободную серную

кислоту. В одной тонне эфеля 11 *г* золота. Около 45% золота связано с сульфидами и 55% — с породой. В эфеле 28% ила „— 200".

2. Непосредственная перколяция эфеля может дать извлечение золота не выше 50% при расходе 1,6 *кг* *KCN* (6,4 фун.) и 10 *кг* *CaO* на 1 *т* эфеля (40 фун. на 100 пуд.).

3. Промывкой эфеля водой с последующей аэрацией в щелочной среде удается удалить из эфеля почти всю растворимую в *KCN* медь и большую часть сульфата закиси железа и уменьшить тем расход *KCN* до 0,55 *кг* (2,2 ф. на 100 пуд.) и извести до 1,97 *кг* на 1 *т* (7,9 фун. на 100 пуд.). Извлечение золота в этом случае не превышает 54%.

Вследствие малого извлечения золота при сравнительно большом его содержании в эфеле простая перколяция эфеля является экономически невыгодным процессом.

4. Более рациональным в техническом и выгодным в экономическом отношениях является смешанный перколяционный и иловой процесс. Для этого эфель должен быть подвергнут классификации. Отделенный песок после концентрации поступает на перколяцию, а ил и измельченные концентраты обрабатываются по иловому процессу. При такой схеме перколяция песка даст извлечение в 65%, иловой процесс для илов и концентратов—95%, и общее извлечение золота из всего эфеля составит не менее 89—90% или 9,9 *г* с тонны эфеля.

Полный иловой процесс в применении к Дарасунскому эфелю дал бы, примерно, на 5—6% большее извлечение, но дополнительно полученное при этом золото не покрыло бы расходов по превращению 60% всего эфеля в ил и обработке последнего.

Некоторые общие замечания.

Исследование эфелей—одна из наиболее простых задач для металлурга, так как эфеля являются материалом, механически хорошо подготовленным для цианирования. Крупное золото отделено от эфеля при предшествующей амальгамации, мелкое золото в достаточной степени обнажено. Все же объем и содержание настоящей статьи показывают, что эта простая металлургическая задача требует для своего решения много труда и внимания.

Простота перколяционного процесса породила у нас весьма упрощенный взгляд, как на самый процесс, так и на характер требуемых предварительных испытаний эфеля. Полагали, и теперь еще часто полагают, что все исследование может быть ограничено опробованием эфеля, несколькими бутылочными пробами или опытами перколяции в „ламповых" стеклах. На самом же деле перколяция является весьма капризным процессом и невнимательное отношение к второстепенным, казалось бы, деталям в обработке эфелей может иметь следствием плохое извлечение и убыточность дела. Пока цианировали эфеля от амальгамации чисто кварцевых или вполне окисленных руд дело было просто. Но, по мере перехода предприятий к переработке руд более глубоких горизонтов, или более сложных—состав эфелей усложняется. В них появляются в заметных количествах сульфиды, часто связывающие значительную часть золота, хотя количество самих сульфидов иногда не превышает 1—2%. Благодаря крупности сульфидов распыленное в них золото не обнажено, при перколяции нет условий, благоприятных для растворения этого золота, почему золото, ассоциированное в эфелях с сульфидами, при перколяции почти совершенно не извлекается. Далее, при протекании шламов по шлюзам, сульфиды, аналогично золоту, с поверхности амальгамируются, как ртутью, так и амальгамой золота. Кроме того, тяжелые сульфиды своими углами и ребрами механически сдирают амальгаму и в таком виде переходят в хвосты от амальгамации. Амальгама золота, увлеченная сульфидами, так и золото в самих сульфидах в цианистом калии при перколяции не растворяются и это обусло

вливает получение богатых хвостов, т.-е, малое извлечение золота. Но еще хуже, если обработке подвергаются эфеля не свежей добычи, а лежалые из отвалов. Большинство сульфидов в свежем состоянии на *KCN* либо совершенно не действует, либо это действие весьма медленно и не повышает расхода *KCN*—реактива наиболее дорогого при процессе. Но при лежании в присутствии влаги и кислорода воздуха тонко измельченные сульфиды, благодаря своей большой поверхности, довольно быстро окисляются, образуя продукты, разлагающие или связывающие *KCN*, так называемые поглотители *KCN*, и продукты, способные поглощать кислород или восстановители. Первые обусловливают большой расход *KCN*, вторые замедляют растворение золота, благодаря чему в данный для процесса промежуток времени из эфелей извлекается мало золота. Те и другие могут сделать процесс невыгодным. Так, например, из сульфидов железа наиболее легко окисляющимся является весьма частый спутник золота в рудах—пирротин; 0,05% пирротина в тонне руды при полном окислении дают продукты (H_2SO_4, $FeSO_4$), способные разрушить 3 фунта *KCN* (8).

То же самое и еще в большей степени относится к медным сульфидам. Более сложные из них, медный колчедан, борнит в свежем виде с *KCN* не реагируют, продукты же их окисления—наиболее активные поглотители *KCN*. Поэтому одним из основных правил при обработке золотосодержащих колчеданистых руд является — избегать окисления руды и промежуток времени от момента получения хвостов от амальгамации до их цианирования стараются делать возможно меньшим. Непосредственная обработка хвостов свежей добычи—наиболее распространенный прием в практике золотопромышленных центров Запада.

Малый масштаб работ на наших обогатительных фабриках и климатические условия делали более выгодным сооружение у нас лишь летних цианистых заводов, на которых периодически обрабатывают эфеля из отвалов. Шламы со шлюзов посылаются в зумпфы, откуда они вывозятся на отвалы, где и хранятся во влажном состоянии иногда целые годы. При кварцевых и окисленных рудах такое вылеживание эфелей в отвалах не оказывает на них заметного действия. При эфелях же, содержащих даже немного сульфидов, вылеживание в отвалах, в присутствии влаги и кислорода воздуха, изменяет состав, строение и физические свойства эфелей и притом в сторону, чрезвычайно невыгодную для последующего цианирования. Так, например, помимо поглотителей цианида и восстановителей, в массе эфеля от действия серной кислоты на глинистые породы образуется растворимая кремневая кислота (9). Последняя при цианировании переходит в растворы и осаждается из них на цинке в экстракторах. От этой причины осаждение золота ухудшается, расход цинка и цианида увеличивается. Наиболее рациональным способом является переработка эфелей по мере их поступления с обогатительной фабрики, что и практикуется, как указано выше, почти во всех золотопромышленных районах Запада, где ведется добыча рудного золота. При мощности тамошних цианистых заводов старые эфельные отвалы были довольно быстро переработаны уже в первые годы введения цианистого процесса, и металлургам Запада редко приходится иметь дело со старыми отвалами кислых эфелей. У нас же эта проблема является современной и наиболее часто встречаемой. Поэтому нам приходится обрабатывать весьма сложный по составу и характеру материал и самым детальным образом исследовать эфеля, чтобы выяснить, как затруднения, созданные порчей их при длительном лежании в отвалах, так и способы преодоления этих затруднений.

Кроме того, почти всюду применяемые у нас в качестве классификаторов зумпфы являются слишком примитивным приспособлением, совершенно не выполняющим своего назначения. Вследствие этого наши эфеля плохо классифицированы и заключают значительное количество не фильтрующего и часто

коллоидального ила, сильно затрудняющего правильную перколяцию и понижающего извлечение золота.

Мировая цена на золото не изменилась со времени войны, цены же на все прочие предметы, материалы, рабочие руки и т. д. в различных странах вздорожали на 50—100% против довоенных. Это обстоятельство создало для золотого промысла весьма тяжелую конъюнктуру, грозившую сильно сократить этот промысел вследствие резкого понижения доходности. Так, например, в крупных золотопромышленных центрах Зап. Австралии извлечение золота на 25 шилл. из тонны руды (около 5 зол. со 100 пуд.) в настоящее время едва покрывает прямые расходы по добыче этого золота и экономическим минимумом является теперь содержание золота на 30—35 шиллингов в короткой тонне, т.-е., 6—7 зол. в 100 пуд., и предприятия, не располагающие такими рудами, должны были прекратить свое действие (10).

Сохранение золотого промысла и его дальнейшее развитие при низкой цене на золото стало возможным лишь при введении в процессе обработки золотосодержащих руд усовершенствований, как механического характера, например, новых приборов для измельчения, классификации (11), декантанции и т. д., обладающих большой производительностью и высоким коэффициентом полезного действия, т.-е., работающих дешево, так и усовершенствований, относящихся к самой сущности процессов, к их, так сказать, физико-химической стороне.

Так, изучение процесса амальгамации, произведенное White и Wartenweiler'ом и др. (12) на обогатительных фабриках Ранда, показало, что сильфиды амальгамируются и переходят в хвосты от амальгамации, что со шлюзов сносятся частицы амальгамы, что увлеченная хвостами ртуть причиняет большие затруднения при цианировании и все это имеет следствием понижение извлечения золота. Результатом этих исследований была замена амальгамированных шлюзов шлюзами из плиса, что устранило многие недостатки, присущие непосредственной амальгамации. Намечается тенденция к исключению, вообще, непосредственной амальгамации руд и на многих современных фабриках в Африке и Канаде мы встречаем уже вместо амальгамированных — плисовые шлюза, на которых, кроме крупного золота и тяжелых металлов платиновой группы, улавливается большая часть сульфидов (13).

Необходимость кислорода для растворения золота была установлена уже давно, например, в классическом исследовании князя Багратиона (14), и уравнение растворения золота, данное Эльснером, до сих пор является основным:

$$4Au + 8KCN + 2H_2O + O_2 = 4KAu(CN)_2 + 4KOH.$$

Равным образом, для введения кислорода давно уже пользуются аэрацией, например, при перколяции дренированием нагрузки, при обработке илов—пневматическими агитаторами. Но всех следствий из этого положения до самого последнего времени все же не сделали. Растворение золота аналогично процессу дыхания и количество растворенного золота в большей степени зависит от количества наличного кислорода в растворах, чем от концентрации в них *KCN*. Роль крови, как растворителя и переносчика кислорода в живых организмах, играет цианистый раствор по отношению к золоту в руде. Поэтому „контроль кислорода" в растворах и пульпе при цианировании руд стал не менее важен, нежели контроль содержания в них цианида и защитной щелочи.

Практическим следствием исследований в этой области было введение в производстве контроля содержания кислорода в виде анализа на кислород в растворах и пульпе в тех стадиях процесса, где идет растворение золота. Растворы, закачиваемые на нагрузку в перколяционные чаны, теперь предварительно аэрируются, т.-е., насыщаются кислородом, так как в цианистых

растворах, отходящих из экстракторов, кислорода нет, и они плохо растворяют золото (15).

Давно также известно было, что осаждение золота цинком является процессом восстановительным, связанным с образованием и выделением водорода, и, следовательно, присутствие в осаждаемых растворах кислорода вредно, так как это замедляет осаждение и повышает расход *KCN* и цинка. Отсюда возникла идея удалять из растворов, подлежащих осаждению, весь находящийся в них свободный кислород, т.-е., деаэрировать растворы до осаждения. Эта мысль осуществлена в процессе Crowe (16), при котором из растворов до осаждения путем эвакуирования удаляют кислород. Теперь на всех заводах установлен процесс Crowe.

Далее, при цианировании весьма важное значение имеет знание природной величины частиц золота в обрабатываемой руде и изменение их при измельчении руды. Зная величину частиц золота, можно примерно установить требуемую для их растворения продолжительность времени, а следовательно, и характер наиболее выгодного процесса (перколяционный или иловой) (17).

Так, напр., золото в рудах Ранда с величиной зерна —260 (50 микронов = 0,05 *мм*) требует для своего полного растворения при перколяции 3—4 дня, при агитации же всего 8 часов. Следовательно, для быстрого извлечения золота агитацией, т.-е., для илового процесса частицы золота должны быть не крупнее 50 микрон; при более медленном процессе извлечения, какова перколяция, частицы золота могут быть крупнее 50 микрон, но не крупнее 254 микронов, т.-е. 60 отверстий. Золото с величиной зерна + 60 (больше 254 микронов) через семь суток дало извлечение 80,4%. Следовательно, частицы золота крупнее + 60 (0,254 *мм*) должны быть отделены от руды до перколяции последней, так как в промежуток времени, данный для перколяции, они не растворятся в достаточной степени. Отделение частиц крупнее + 60 может быть осуществлено путем предварительной амальгамации, улавливанием на плисовых шлюзах или измельчением всей руды до величины зерна мельче 60—70 отверстий.

Таким образом, к решению столь важного вопроса, как вопрос о продолжительности обработки данной измельченной руды для извлечения из нее максимума золота подходят не чисто эмпирическим путем, а более научным и целесообразным—изучением величины частиц золота в данной руде под микроскопом. Научно поставленные и проводимые исследования, как золотосодержащих руд, так и изучение процессов на Ранде имели следствием введение в практику обработки руд ряда усовершенствований, главнейшими из которых являются следующие: замена непосредственной амальгамации руд улавливанием крупного золота и сульфидов на плисовых шлюзах, точная классификация шламов, дающая чистый песок с величиной зерна, обеспечивающей максимальное извлечение золота, аэрация и деаэрация растворов и пульпы или контроль кислорода. Все эти усовершенствования дали следующие результаты (18). Расход ртути на тонну руды понизился до 1,5 *г*, расход *KCN* на заводах Трансвааля составляет теперь 0,27 фунт., на некоторых же понизился до 0,15 фун. расход цинковой пыли 0,04—0,08 фун. на тонну руды; на тонну обрабатываемой руды осаждают всего лишь 1,25 *т* растворов и в результате процент извлечения золота из обыкновенных или легко обрабатывающихся руд составляет 97%, из упорных 95%, а полная стоимость обработки тонны руды—3 *s*, 6 *d*, (1 р. 70 к. за тонну, что эквивалентно 3 р. 50 к. за 100 пуд.).

На заводах Канады, в виду бо́льшей сложности и богатства руд (6—7 долларов в тонне), наибольшее распространение получил полный иловый процесс, являющийся наиболее дорогим вариантом цианирования. Расход реактивов на тонну обрабатываемой руды на указанных заводах составляет: 0,3—0,5 фун., *NaCN*, 2,3—3,56 фун. *CaO* и 0,1—0,18 фун. цинка. На тонну руды

осаждают 2,74 тон. растворов и общее извлечение золота составляет 97 98% (19).

Таковы экономические результаты более совершенной работы.

Что касается наших эфелей, запасы которых на приисках Урала и Сибири составляют сотни миллионов пудов, то об этих эфелях можно сказать следующее.

Нерациональность способов обработки самих руд, из которых эти эфеля получены, длительное лежание эфелей в отвалах настолько испортили этот материал, что обработка его при настоящих условиях по простому перколяционному способу в большинстве случаев не выгодна и вряд ли будет выгодной в ближайшем будущем.

Для возрождения у нас золоторудного промысла при низкой цене на золото необходимо отказаться от рутинных приемов, а использовать при обработке как руд, так и эфелей данные, добытые наукой и практикой на Западе.

Но каждая руда, поступающая в обработку, по своим свойствам и составу индивидуальна и индивидуальные особенности руд обусловливают индивидуальность методов их обработки. Это относится как к рудам, так и, в равной степени, к эфелям. В схеме обработки, на основании которой проектируется завод, должны быть учтены особенности обрабатываемого материала, а последние могут быть выяснены лишь при детальном предварительном его исследовании.

Лишь при этом условии может быть гарантия, что крупные капиталы и труд, приложения которых требует золоторудное дело, принесут положительные результаты.

ЛИТЕРАТУРА.

1. В. Я. Мостович и В. А. Пазухин. Исследование золотосодержащих руд в металлургической лаборатории I Томского Технологического Ин-та. Известия Томск. Технолог. Ин-та т. 39, 1918.

2. В. Я. Мостович. Пробирное искусство. Томск 1915 г. (конспект лекций).

3. Prof. H. Schneiderhöhn. Anleitung zur mikroskopischen Bestimmung und Untersuchung von Erzen und Aufbereitungsprodukten. Berlin, 1922, 61.

4. Sharwood. Standard amalgamation test. Trans. A. J. M. E. Vol. LII, 1915, 153.

5. С. М. Анисимов. Опробование хвостов цианистых заводов. Изв. Сибир. Технолог. Ин-та, т. 47, 1925, вып. 1.

6. The Keyston Catalog, Metal Edition, 1926, 742 (Pittsbourgh, Pa, U. S. A.).

7. The Allen Cone Co. Bull. № 25, Texas—El. Paso.

8. W. Goodshild. Recovery of Gold and Silver from ores containing pyrrhotite. Min. Magaz, Oktober, 1924, 202.

9. The Rand Metallurgical Practice, Vol. I, 356.

10. Mining and Metallurg. Praktice in the Gold Industry of W. Australia. Bull. Inst. Min. and Metallurgy, July, 1925, 69 (London).

11. B. Bates. Classification on the Witwatersrand. Pampl. A. J. M. E. № 1560—B (1926).

12. F. Wartenweiler. Recovery of Gold by Blanket Concentration in Substitution of Plate Amalgamation.

H. White. The solubility of Gold Amalgam in Cyanide Solutions. Journ. Chem. Metallurg. Soc. So. Afrika, vol. 23, 1923, 150 and 170.

13. См. 12.

14. Багратион. Bull. Acad. Sci. St. Petersbourg, 1843, 2, 136.

15. T. Crowe. Effect of Oxygen upon Precipitation of Metals from Cyanide solutions Bull. A. J. M. E., Aug., 1918, 1279 and January, 1919, 107.

16. См. 15.

17. K. Graham and F. Wartenweiler. A. Research to Determine the size of Gold Particles in the Witwatersrand Banket ore. Journ. Chem. Metallurg. Soc. So. Afrika, 24, 1924, 285.

18. H. White. Gold Metallurgy in the Union of So. Afrika. Bull. Inst. Min. Metallurgy, March 1925, 48; тот же журнал 1922, № 3, 47.

19. Thirty Third Annual Report of the Ontario Dep't of Mines, Toronto, 1924, vol. 33, part II. The Porcupine Gold Area.

Инж. А. С. Шахмурадов.

Выгорание главнейших примесей при окислительной переработке цветного лома.

Вопрос наиболее рационального способа переработки сильно загрязненных сортов цветного лома до сих пор с научно-технической стороны остается мало исследованным. Между тем, как заводами треста „Госпромцветмет" за последние годы перерабатывалось и перерабатывается на красную медь весьма значительные количества этого лома (мунцевой стружки, горелых гильз, смешанной стружки и пр.).

Очевидно и в ближайшие два года поступление красной меди из этого источника сырья составит попрежнему довольно значительный процент (до 30%) общей добычи меди в СССР.

Наиболее крупными заводами по переработке цветного лома являются завод „Красный Выборжец" (Ленинград) и Московский Электролитический завод.

В то время, когда первый из них остановился на способе переработки цветного лома, главным образом, мунцевой стружки в шахтной печи (ватержакетах), второй завод перерабатывает его в отражательных печах. Способ этот заключается в том, что расплавленная шихта из лома продувается сжатым воздухом, т.-е. подвергается бессемерованию, благодаря чему часть примесей улетучивается (*Zn*), а другая часть переходит в шлак (*Pb, Sn, Fe* и др.).

Повторяя операции продувки и снятия шлака два-три раза, в зависимости от шихты, удается получить медь с содержанием чистой меди 98—99%. При таком содержании *Cu* металл разливается в анодные формы и поступает в электролиз.

Мы задались целью проследить лишь один небольшой участок процесса, а именно, с какой последовательностью идет окисление главнейших примесей (*Zn*, *Pb* и *Sn*) во время бессемирования. Необходимо заметить, что в литературе по рафинированию меди имеется очень мало подобных данных, а имеющиеся данные страдают неполнотой и сравнительно большей чистотой использованных исходных материалов, при которой становится затруднительным проследить состояние примесей в металле. Известные нам авторы (Ваньюков, Stahl и Heckman)[1]), работавшие над этим вопросом, имели следующие исходные материалы для исследований (табл. 1).

Таблица 1.

Наименование примесей	Ваньюков	Stahl		Heckman	Шахмурадов
Cu	94,55	98,140	97,532	95,64	84,78
Zn	–	—	—	0,95	6,52
Sn	—	—	–	0,95	3,57
Pb	0,0123	1,060	1,219	0,33	5,00
Сумма примесей .	0,0123	1,060	1.219	2,23	15,09

[1]) W. Heckman, Metall und Erz, Heft 21, 1925. У проф. А. М. Бочвар также имеется несколько рукописных работ по этому вопросу. К сожалению не имея их под руками, цитировать их мы не в состоянии.

Следовательно, наибольшей полнотой до сих пор обладают исследования Heckman'а, у которого сумма интересующих нас примесей равнялась 2,23%. У нас же она равна 15,09%. Такая разница, предопределяющая большую вероятность наших выводов, объясняется тем, что другие авторы имели дело с девственной медью, а мы с шихтой из цветного лома. Что же касается других примесей (*S*, *Fe*, *O* и др.), то исследования проф. Ваньюкова отличаются наибольшей полнотой.

Для решения поставленной перед нами задачи, металлическая ванна (исходный материал), с выше приведенным составом 84,78 *Cu*, 6,52 *Zn*, 3,57 *Sn* и 5,00 *Pb*, была подвергнута окислению при помощи компрессорного воздуха в 2 — $2^1/_2$ атмосферы до получения надлежащей пробы, при чем через каждые 30 минут брались пробы для испытания. Через $3^1/_2$ часа окисление было закончено и ванна уже содержала 98,11% *Cu*. Полученные 8 проб были подвергнуты химическому анализу, результаты которого приведены в таблице 2 и диаграмме (рис. 1).

Таблица 2.

№№ проб	*Cu*	*Zn*	*Sn*	*Pb*
1	84,78	6,52	3,57	5,00
2	86,03	5,26	3,54	4,98
3	89,46	1,85	3,16	4,97
4	91,73	1,22	3,00	4,04
5	96,49	0,35	0,92	1,55
6	97,41	0,42	0,47	0,31
7	98,13	0,42	0,38	0,23
8	98,11	0,12	0,30	0,20

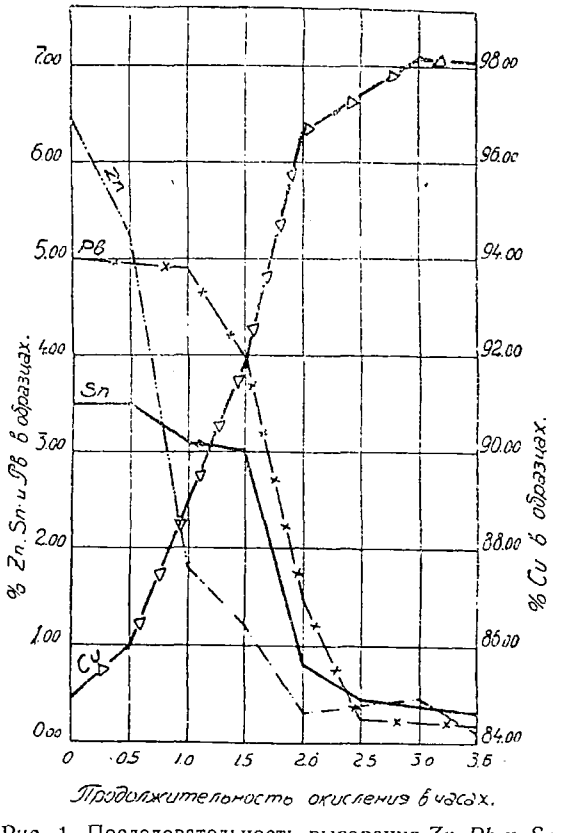


Рис. 1. Последовательность выгорания *Zn*, *Pb* и *Sn* при окислительной плавке.

Кроме описанных химических испытаний, из означенных проб были приготовлены шлифы и испытаны на присутствие закиси меди под микроскопом, при чем заметные количества Cu_2O обнаружены в пробах 7 и 8.

Полученные данные приводят нас к следующим выводам:

1. Энергичнее всех окисляется цинк, затем свинец и лишь в последнюю очередь олово, при чем к концу окисление сильно замедляется и металл обогащается кислородом.

2. Допуская теоретическую возможность почти полного удаления означенных примесей, однако, мы приходим к заключению, что полное окисление их связано с еще бо́льшим (количественным) окислением меди и переведением ее в шлак и в угар.

3. Получение красной меди из загрязненных сортов цветного лома в отражательных печах, путем окисления ванны сжатым воздухом, заслуживает самого серьезного внимания.

Москва.

Проф. Л. Л. Иванов.

Микроскопическое исследование Донецкого песчаника.

В начале этого года мне были присланы Трестом силикатной промышленности Украины (Укрсиликаттрест) образцы „динасового кварца" из Донбасса для микроскопического исследования и определения в них „количества кристаллического кварца и цемента, величины зерен и из чего состоит цемент", с целью „определения степени годности различных сортов кварца для изготовления динаса" [1]). Всего было прислано шесть образцов из карьеров в окрестностях станций Ларино и Менчугово Донецкой ж. д. По геологической карте Донецкого каменноугольного бассейна Геологического Комитета изд. 1920 года указанные станции находятся в области развития каменноугольной свиты C_1^5.

Присланные образцы в общем представляют из себя песчанико-кварциты по терминологии Кайэ [2]) светло-серого цвета, очень плотные и крепкие, очень мелко зернистые, под лупой показывающие сахаровидное сложение, чисто кварцевые, без всякого цемента, лишь с небольшой примесью слюды и углистого вещества.

Описание образцов.

Образец № 1 представляет породу [3]) светло-серого цвета с выветрившейся поверхностью. На свежем изломе видны отпечатки растений более темного серовато-желтого цвета, покрытые тонким налетом мельчайших листочков слюды. Под бинокулярной лупой показывает очень мелкозернистое, сахаровидное сложение.

Под микроскопом в шлифе обнаруживает очень мелкозернистое сложение из кварцевых зерен с весьма неправильными контурами, без всякого промежуточного цемента. Кварцевые зерна в общем довольно равномерны по величине. Измерение крупности зерен помощью винтового окуляр-микрометра проф. Никитина дало следующие цифры: средний поперечник зерен составляет 0,093 *мм*, максимальный—0,21 *мм* и минимальный—0,027 *мм*, при чем отступления от среднего редки.

Зерна кварца очень мутны и переполнены мельчайшими, точно неопределимыми, включениями, — повидимому, это или углистые частицы или рудная пыль, иногда же обычные для кварца жидкие и газообразные включения. На особенно мутных зернах иногда заметно доростание чистым кварцем той же оптической ориентировки, но далеко не часто. Никаких следов динамических воздействий в оптических свойствах кварца не наблюдается.

Из посторонних примесей имеется в незначительном количестве мусковит в виде мельчайших листочков. Примесь мусковита, определенная в шлифе планиметр-окуляром Гиршвальда, составляет, как среднее из двух измерений, около 2%. Кроме того, наблюдается еще меньшая примесь непрозрачных, в проходящем свете черных, а в отраженном—желтовато-белого цвета зерен, повидимому, титанистого железняка или титаномагнетита, превратившегося с поверхности в титанит (лейкоксен).

Образец № 2 [4]) весьма сходен с предыдущим, но несколько темнее. Есть следы растительных остатков в виде тончайших трещинок, не более 1 *мм* толщиной и 2 *мм* длиной, выполненных углем. С одной стороны на поверхности натек $CaCO_3$.

В шлифе характер кварцевых зерен тот же, но зерна еще мельче и равномернее. Измерение поперечника зерен кварца дали такие цифры: среднее—0,056 *мм*, максимальное — 0,10 *мм* и минимальное — 0,024 *мм*. Примесь еще более мелких листочков слюды составляет 2,17%, а примесь темных зерен — 0,65%. Кроме того наблюдаются мелкие округлые бесцветные зерна циркона, с оптически положительным характером и двупреломлением около 0,060. Одно овальное зерно турмалина с плеохроизмом (*o*)—

---

[1]) Письмо Укрсиликаттреста от 30/XI, 1925 г. за № 9991-47.

[2]) Проф. Ф. Ю. Левинсон-Лессинг. Петрография, ч. I. Л. 1925 г., стр. 330.

[3]) По этикетке: „Ларинские известняковые карьеры. Кварц Темрюцкий. Разведка: параллельно карьеру на протяжении 10 саж. Кварц находится под вскрышей от 2,20 до 1,70 саж., мощность слоя доходит до 1 саж." (По сопр. бумаге Треста — Карьер около ст. Ларино). Занумеровано по дневнику Пром. Техн. Отд. за № 434.

[4]) По этикетке: „Ларинские кварцевые карьеры. Кварц на отводе Кисличья Балка" (по сопр. бумаге—Кварц из *Кисличей Балки около ст. Ларино*). Знак 3 с. Запись по дневнику ПТО, № 435.

темно - оливково - зеленый и (*e*) — светло - оливково - зеленый. Характер минерала и зоны отрицательный [1]).

Образец № 3 [2]) совершенно сходен с предыдущим по цвету и остаткам растений. Там, где на месте растительных остатков уголь выкрошился, видно, что стенки полости образованы блестящими гладкими гранями доросших вторично до кристаллической формы зерен кварца. Весь кусок рассечен тонкими прямыми трещинами по разным направлениям.

В шлифе характер зерен тот же, величина же зерен несколько больше и не так равномерна. Измерения показали величину зерен, как среднее—0,098 *мм*, максимальное—0,31 *мм* и минимальное—0,019 *мм*. Примесь слюды меньше чем в предыдущих, непрозрачного минерала больше, циркона одно зернышко, турмалина несколько зерен, из них одно имеет как бы изъеденный вид и более слабый плеохроизм.

Образец № 4 [3]) совершенно подобен № 3. Оттенок несколько желтее. Одна из сторон куска представляет, очевидно, поверхность откола по боку трещины: кварц на ней явно перекристаллизован, образуя мелко кристаллическую водяно-прозрачную корку, покрытую местами черными марганцевыми натеками и пятнами лучистого кальцита.

Под микроскопом характер кварцевых зерен тот же. Размеры зерен такие: среднее — 0,098 *мм*, максимальное — 0,195 *мм* и минимальное — 0.037 *мм*. Примесей мало и те же: непрозрачные зерна, бесцветный циркон и одно довольно крупное зерно турмалина, призматического очертания и размером 0,313 на 0,077 *мм*. Характер минерала и зоны отрицательный, двупреломление около 0,035, плеохроизм—(*o*) грязно оливково-зеленый, (*e*) почти бесцветны

Образец № 5 [4]) по внешности и цвету сходен с № 1. Видны довольно крупные листочки слюды. В шлифе в общем та же картина, что и ранее, но зерна кварца еще более мутны и отдельно встречаются почти совершенно непрозрачные. Величина зерен: среднее — 0,201 *мм*, максимальное—0,365 *мм* и минимальное—0,035 *мм*. В общем значительно крупнее предыдущих, при чем мелкие зерна иногда окружают более крупные. Слюды и темных зерен очень мало. Других минералов нет.

Образец № 6, [5]) кусок в виде обломка плиты в 4,5 *мм*. толщиной. Цвет слегка желтоватый, подходящий к 4. Заметны листочки слюды. В шлифе характер кварцевых зерен прежний, по крупности подходящих к предыдущим, но зерно вообще ровнее, хотя встречаются иногда отдельные небольшие группы очень мелких зерен. Очертания зерен кварца отличаются часто сильной извилистостью, а включения в них имеют иногда параллельно — струйчатое расположение. Величина зерен такая: среднее — 0,156 *мм*, максимальное — 0,322 *мм* и минимальное — 0,047 *мм*. Из посторонних примесей — слюды ничтожно мало, непрозрачных зерен, как и раньше. Наблюдались два зернышка турмалина.

Таким образом, исследованные образцы кварцитовых песчаников нацело состоят из зерен кристаллического кварца без всякого промежуточного цемента. Величина зерен очень малая и колеблется в пределах от 0,19 *мм* до 0,322 *мм*, а как среднее общее—0,117 *мм*. Следовательно, даже максимальный размер зерен не достигает и полмиллиметра, а средний размер составляет всего одну десятую миллиметра. Вместо цемента есть примесь других минералов, главным образом светлой калийной слюды, примесь которой не превышает 2%, количество же других не более 1%.

В виду того, что описания планшета VIII — 20 детальной геологической карты Донецкого каменноугольного бассейна, на котором находится ст. Ларино и Менчугово, еще не имеется, для стратиграфической ориентировки кварцитового песчаника пришлось обратиться к описанию Б. Ф. Мефферта планшета VIII—22, наиболее близкого к указанному по стратиграфии [6]).

Здесь в главе второй, посвященной геологическому описанию отложений, в серии каменноугольных образований описываются и песчаники. Среди многочисленных разновидностей их Б. Ф. Мефферт [7]) отмечает „и плотные (мелкозернистые) кварцитовые" (стр. 29). „Плотные кварцитовидные песчаники являются почти исключительно кварцевыми". „Цемента, состоящего из кремнистого материала, иногда с примесью окислов

[1]) Определение знака и плеохроизма производилось на теодолитном микроскопе в параллельном свете.

[2]) Карьер тот же. Знак 2 б. Записано по дневнику П. Т. О. № 436.

[3]) Карьер тот же. Знак К. Записано по дневнику П. Т. О. № 437.

[4]) По этикетке: Ларинские кварцевые карьеры. Кварц Горбачевский, село около ст. Менчугово, Донецкой ж. д. Карьер нижний. Метка Г. Н. По дневнику П. Т. О. № 439.

[5]) По этикетке: „Ларинские кварцевые карьеры. Кварц Горбачевский. Карьер верхний. Мощность пласта 1,5 саж. Залегание пластовое. Запас по словам бывших владельцев карьера 170.000 тонн". Метка Г. Б. По дневнику П. Т. О. № 440.

[6]) Считаю своим долгом выразить благодарность геологу Комитета Б. И. Чернышову за указание и помощь при разборе стратиграфических отношений.

[7]) Б. Ф. Мефферт. Детальная геологическая карта Донецкого каменноугольного бассейна. Описание планшета VIII—22. Петр. 1923.

железа, содержат не много, местами он и вовсе отсутствует, и зерна кварца представляются спаянными вплотную новообразованиями вторичного кварца". „Такие песчаники имеют, подобно кварцитам, плотный сливной вид и несколько блестящий излом".

„Обычно толщи кварцитовидных песчаников имеют небольшую мощность (от 0,5 арш. до 1 саж.), но в некоторых горизонтах разреза каменноугольных осадков они достигают 6—8 саж. мощности" (стр. 31).

Стратиграфически исследованные мною песчаники относятся, несомненно, к свите C_1^5 и отвечают, по всей вероятности, „Саур-Могильским" кварцитовым песчаникам. По словам Б. Ф. Мефферта „общий литологический характер свиты C_1^5 заметно отличается от вышележащих свит среднего отдела каменноугольных отложений и характеризуется присутствием в сланцевой толще относительно маломощных песчаников, имеющих кварцитовидный характер" (стр. 65). В качестве одного из отличительных и постоянных стратиграфических горизонтов он отмечает характерную „свиту „Саур-Могильских" песчаников между известняками E_4 и E_5" (стр. 65), указывая, что „литологический характер свиты C_1^5 в области этого горизонта выражается мощными сланцевыми толщами с подчиненными постоянными слоями кварцитовидных песчаников" (стр. 58).

В главе о полезных ископаемых Б. Ф. Мефферт делает указание на „плотные мелкозернистые (кварцитовидные) песчаники", которые „сравнительно реже разрабатываются как материал для построек, в виду более значительной трудности выламывания этого камня" (стр. 189).

Об этих же кварцитовых песчаниках, очевидно, говорит и проф. Н. И. Лебедев [1]) в описании обнажения в устье балки Дробоватой, против которой на противоположном берегу р. Кальмиуса расположена ст. Ларино: „внизу залегает псаммит с растительными остатками" (стр. 68), а также указывает и на ломки известняка в этой же балке. Он отмечает далее на другом обнажении „белые мелкозернистые кварцевые песчаники, несколько ниже хут. Горбачева на левом берегу р. Кальмиуса", а также „псаммиты" в балке Менчуговой (стр. 65).

Описанные кварциты как топографически, так и петрографически отвечают динасовым кварцитам, указанным П. З. Пинскером в его статье о месторождениях динасового кварцита в Донбассе [2]). В конце статьи (стр. 68). П. З. Пинскер перечисляет месторождения „*d*-кварцитов" [3]) не приобревших славу у наших техников динасового дела в следующих местах: у дер. Горбачево, близ ст. Менчугово, Анновский *d*-кварцит, близ ст. Красногоровка, Широкая, близ ст. Ларино, близ ст. Доброполье, близ ст. Кривой Рог и ст. Кутейниково, при чем указания не отличаются ясностью.

Что касается технических свойств описанных кварцитовых песчаников, то, может быть, они уже не так плохи, как это принято считать у донбассовских техников динасового дела. Отсутствие пор и цемента, которое может быть поставлено этим породам в минус, как могущее вызвать их рассыпание от разбухания при обжиге, компенсируется, с одной стороны, мелкостью зерен и, следовательно, благодаря их произвольной взаимной ориентировке, известной „аморфностью" всей массы [4]), с другой—тем, что кварц этих песчаников является детритом несомненно магматических глубинных пород и, следовательно, это β-кварц с наименьшим коэффициентом расширения, и, в-третьих,—присутствием калийного алюмосиликата (мусковита), облегчающего „тридимитизацию" при обжиге [5]).

Возможно, что эти кварциты требуют особых условий передела и, во всяком случае, для своей определенной квалификации, как динасового сырья, требуют еще дальнейших, в частности, термических, исследований.

Минералогический
Кабинет Горного Института.

Днепропетровск, апрель, 1926 года

---

[1]) Проф. Н. И. Лебедев. Материалы для геологии Донецкого каменноугольного бассейна. Описание обнажений. Изв. Екатериносл. Высш. Горн. Уч. 1911 г.

[2]) П. З. Пинскер. Месторождения динасового кварцита в Константино-Очеретинском районе, способы его разработки и прочие месторождения кварцитов в Донбассе. „Уголь и Железо". 1926 г., № 4, стр. 57.

[3]) Условное обозначение автора для динасовых кварцитов.

[4]) А. К. Хоэцкий. К вопросу о выборе материала для приготовления динаса. Ж. Р. М. О. 1914, ч. I, стр. 197 и 198.

[5]) Л. И. Грум-Гржимайло. Огнестойкость динаса. Ж. Р. М. О. 1907, ч. I, стр. 1.

И. Н. Плаксин.

Золотой рудник на о. Аскольде.

В истории различных отраслей нашей промышленности мы встречаем предприятия и большого и малого масштаба. Уделяя внимание, главным образом, первым, мы не можем не отметить, что малые предприятия, даже кустарные, возникая на богатых участках месторождения, являются зачастую пионерами, которые предшествуют возникающим затем большим предприятиям, охватывающим разработку месторождения во всей полноте со всеми его рудами, даже при ничтожном содержании в них полезного элемента.

Если это правильно для истории промышленности, то для истории изучения какого-нибудь вопроса это еще более верно, так как предприятия малого масштаба дают возможность начать изучение месторождения и рационализацию методов его разработки.

На Дальнем Востоке, в частности, в его золоторудной промышленности, мы большей частью встречались с малыми или конгломератом малых предприятий.

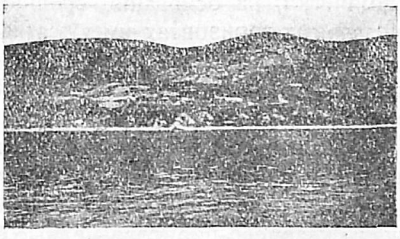


Рис. 1. Вид на Аскольдовский рудник с моря.

О. Аскольд, находящийся в 53 *км* по морю от Владивостока, представляет в течение более пятидесяти лет поле для разработки сначала россыпного, а затем рудного золота. Первый отвод был зарегистрирован в 1873 г. под россыпное золото. Несомненно, еще до этого существовали разработки россыпного золота, не зарегистрированные в летописях горного дела. Эксплоатация месторождения велась только на 2-х отводах: на отводе Основательного прииска и на отводе Аскольдского рудника. Остальные 4 отвода и прочая часть острова хранят только лишь следы разведочных работ и местами хищнической разработки.

Что касается перспектив о. Аскольда в смысле развития существующих работ и возникновения новых, то в этом отношении геологическое изучение условий золотоносности производилось проф. Гудковым в 1920 году.

На основании последнего проф. Гудков пришел к заключению, что не эксплоатировавшаяся часть острова наравне с первыми двумя отводами „представляет широкое поле для исследований и подает довольно значительные надежды на то, что может стать основой для возникновения нескольких золотопромышленных предприятий". Кроме отмеченных отводов, на о. Аскольде имеется морская россыпь в бухте Наездник, отведенная в текущем году под разработку. Разработку ее предполагалось поставить башенным экскаватором. Вследствие затруднений финансового характера, разработка россыпи в сезоне 1926 г. не началась и разработка происходила кустарным способом — группой китайцев, промывавших как пески морской россыпи, так и прииска Основательного, разрабатывавшегося еще в прошлом столетии. Морские россыпи по нашему побережью представляют интересное, но вместе с тем, трудное поле для разработки. Кроме упомянутой россыпи и некоторых, еще не описанных, наиболее известна морская россыпь Тинканского месторождения.

В настоящее время эксплоатация рудного золота ведется на отводе Аскольдского рудника и извлечение золота производится на толчейной фабрике. Другая толчейная фабрика, имеющаяся на северо-восточном побережьи острова, находится в бездействии.

Кварцевые жилы на эксплоатируемых горизонтах рудника имеют строение не одинаковое. Как характер кварца, изменяющегося по своему сложению, цвету и крепости, изменяется и оруденелость жил. Кварц верхних горизонтов, отличается присутствием бурой охры землистого строения, а также и псевдоморфозами бурого железняка по пириту; в штольнях более низких горизонтов кварц становится более белый и плотный, со значительным количеством окисленных железных и медных руд и с некоторым количеством неизмененных пирита, халькопирита и, чрезвычайно редко, свинцового блеска. Другие жилы характеризуются малым количеством окисленных железных и медных руд и большим количеством неизмененных пирита, халькопирита и свинцового блеска Вмещающие породы представляют граниты, слоистые и не слоистые биотитовые кварциты, ороговикованные порфириты и серые, и красновато-серые песчаники.

Рассматривая жилы данного месторождения, мы можем их разделить по данным моих анализов ныне эксплоатируемых жил на две основные группы: кварцево-пиритово-медные (напр., жила № 3 — „богатая" — на горизонте выработок 1-й и 2-ой штолен) и кварцево-пиритово-свинцовые (напр., жила № 1 на горизонте выработок штольни № 1). Кроме этих жил, изученных мною химически, на основании средних проб эфелей и позабойных проб руды, на указанных горизонтах имеются жилы кварцево-пиритовые (напр., „бедная" жила № 2 на горизонте выработок штольни № 1). Такое деление, подтверждающееся анализами [1]) было для Аскольдского месторождения дано в 1921 г. проф. Гудковым.

В зависимости от минералогического состава оруденелости изменяется и содержание золота в ней и в руде, которую она оруденяет.

На основании пробирований и заводской практики можно отметить, что жилы кварцево-пиритово-медные богаче, чем жилы кварцево-пиритово-свинцовые

Предприятие. разрабатывающее рудное золото на Аскольде, возникло еще в 1898 г.

Первоначальная картина предприятия в первый год (1899 г.) его существования дана была В. Д. Рязановым [2]).

Первоначально разведанное канавами и штольнями до настоящего времени месторождение на Аскольдском отводе вскрыто более, чем 30 эксплоатационными штольнями.

В течение последнего времени добыча руды находилась вполне в руках китайских артелей, производство же работ на фабрике находится в ведении арендатора рудника. Впрочем, следует отметить, что вопросы технического и хозяйственного характера (как, например, постановка электрической станции), связанные с переходом работ на более глубокие горизонты, разрешались обеими сторонами совместно.

Когда раньше работа была разбита по большому числу штолен, то ведение рудничных работ всецело принадлежало усмотрению китайских артельщиков. В 1925 году работы велись в 4 штольнях. Из них только две носили характер эксплоатационный. В связи с такой концентрацией работ администрация рудника может, но только до известной степени, предуказывать план ведения горных работ. Это сказывается в том, что побуждают китайские артели углублять выработки и переходить к эксплоатации глубоких горизонтов. Правда, последнее, требующее усовершенствования методов проходки выработок, выемки руды и ее транспортировки, встречает сопротивление со стороны артели в виду увеличения при этом стоимости единицы добытой руды.

В вертикальном направлении углубляются гезенками. Ранее очистные работы велись исключительно колодцами. В настоящее время принята потолко-

[1]) Приведены в моей работе „Аскольдская золотая руда и опыты цианирования ее".

[2]) После обследования В. Д. Рязанова до настоящего времени обследования хозяйственного и технического состояния рудника не производилось.

уступная система с закладкой выработанного пространства пустой породой. Крепление производится дверными окладами. Взрывные работы ведутся как динамитные, так и порохострельные. В верхних горизонтах, где порода мягкая, а кварц „плохой", там исключительно работают черным порохом. В штольнях I и II употребляется как порох, так и динамит. В последнее время, в виду углубки I штольни и значительной водоносности в этих горизонтах — почти исключительно динамит.

Водоотлив производится центробежным насосом или поршневым насосом „Challenge", находящимися в машинной камере при спуске из гезенка штольни № 1 на глубокий горизонт выработки. Вода подается насосом из зумпфа на горизонт штольни и затем поступает в водосборный бассейн фабрики, что об'ясняется бедностью данного района пресной водой. В случае расширения работ на руднике, последнее потребовало бы частичного пользования морской водой или гидротехнических сооружений в районе приска Основательного (при желательном перенесении фабрики), при чем таковые сооружения могли бы оказаться неудачными, в виду значительной проницаемости грунта, а главное в виду непостоянного дебета поверхностных вод.

Разведочных работ по какому-нибудь плану не ведется, а таковые ведутся китайцами, совершенно случайно и по их личному усмотрению.

Кварцевые жилы Аскольдского месторождения должны быть отнесены к тонким жилам, находящимся в периферической зоне гранита. Среднюю мощность их можно принять равной 7 *см*. Жилы в 17 *см* считаются жилами большой мощности. Разрабатываются жилы мощностью и в 2 *см*. Благодаря очень высокому содержанию золота в жилах, содержание, отнесенное к площади забоя, нельзя назвать ни в коем случае низким. Но при этом в особенности резко выступает контраст между высоким содержанием золота в руде и несовершенными методами, применяемыми на фабрике.

Содержание в разрабатывавшихся, главным образом, в последние годы, пяти жилах колеблется от 64 *г* до 320 *г* извлеченных на фабрике амальгамацией, при чем это извлечение, по данным моих подсчетов, не превышает 65% и опускается до 54%.

Для характеристики содержания золота в жилах приведу следующие цифры:

В 1923 г. (календарном) протолчено кварца .	385,5 *т*
Извлечено из него золота	59 059,43 *г*
Откуда имеем в одной тонне	153,2 *г*

Аскольдская золотая руда еще с 1898 г. добывается и подвергается извлечению на фабрике рудника, при чем до настоящего времени к ней применялись два метода извлечения: амальгамация и обогащение.

Первоначально фабрика состояла из дробилки Blake'a, легкой пятипестовой толчеи (типа Colorado) и фрю-ваннера. Впоследствии на фабрике работали бегуны и, наконец, (с 1916 г.) — тяжелая пятипестовая толчея, при чем в течение ряда лет обогащение уходящих эфелей производилось на сукнах, а с 1925 г. последние поступают на концентратор системы Wilfley-Williams'a. Легкая пятипестовая толчея была перенесена на другую фабрику (на севере Аскольда), а бегуны (а также, повидимому, фрю-ваннер) — на золотые рудники, находившиеся на материке.

Методы амальгамации на фабрике, как показано в моих работах [1]), дают извлечение около 60%. Извлечение амальгамацией золота иногда повышается до 65%, иногда опускается до 54%.

Причиной сравнительно низкого извлечения является не малая степень измельчения. Степень измельчения (за счет малой производительности), которая

[1]) „О некоторых случаях амальгамации золотых руд" и „Аскольдская золотая руда и опыты ее цианирования". „Минер. Сырье". № 4—1927 г.

дается данной толчеей для этого рода измельчающих аппаратов, могла бы быть названа весьма высокой. Причина низкого извлечения связана, с одной стороны, с некоторыми конструктивными недостатками шлюзов и, с другой — с химическими процессами, вызываемыми затруднениями с водоснабжением и пользованием при амальгамации водой от рудничного водоотлива [1]). Затруднения с водоснабжением, вообще известные в истории золотопромышленности при постановке золоторудных предприятий, сказывались на Дальнем Востоке не только в отношении Аскольда. Как другой характерный пример, можно указать на установку толчеи на месторождении рудного (и россыпного золота) „Золотая Гора" (Амурская область). Там толчея, первоначально удаленная от рудника по причине отсутствия на нем воды, была впоследствии перенесена ближе к руднику, но, за отсутствием воды для амальгамации пришлось пользоваться водой, которую брали из рудничных выработок. Минерализация воды и, как ее следствие, — дефекты в амальгамации (в связи с другими причинами) привели к остановке работ. То же затруднение с водоснабжением послужило причиной (по сообщению геолога Я. А. Макерова) неудач и на других Дальне-Восточных фабриках рудного золота.

Кроме амальгамации с 1925 г. поставлено более или менее правильное обогащение золотой руды на концентраторе системы Wilfley-Williams'a образца 1922 г., *при выделении от 50 до 63% оруденелости.*

Для „концентратов с сукон", которые собирались в предыдущие годы, в 1924 г. была поставлена небольшая установка для обжига и цианирования [1]), но, в виду ее крайне небольшого масштаба и примитивности, цианирование концентратов успеха не имело. Следует отметить, что при постановке цианирования руд типа Аскольдской (а, в особенности, — концентратов) необходимо иметь в виду наличие меди, а следовательно, и вытекающие из этого последствия. Около 50% всего эфеля, сходящего с толчеи, составляет шлам с содержанием 96 *г* на тонну и при возможном извлечении из него цианированием 92 *г*. Если принять за среднюю добычу в год 500 *т*, то имеем около 46 тыс. *г* золота (при малом масштабе производства) в одном шламовом продукте.

Если экстраполировать [2]) *данные обследования* 1925 г. на 27 лет существования рудника, то легко видеть какое значительное количество золота было утеряно в одном шламовом продукте, благодаря отсутствию цианирования за это время.

При этом следует отметить, что шлам, как наиболее легкий продукт, в большей части сносится в море уходящей с фабрики водой.

Кроме того, для цианирования имелся бы песковый продукт, а также и концентрат, который в настоящее время предприятие принуждено продавать на сторону.

На примере данного небольшого предприятия легко видеть, что и для предприятий небольшого масштаба цианирование имеет материал для своего приложения. Кроме отмеченных уже возможностей для постановки цианирования в практике Аскольдского рудника, в значительной мере могли бы оказаться материалом для цианирования вмещающие породы. Ряд пробирований проб, взятых из зальбандов, а также частичное опробование отвалов, установили несомненную и достаточно высокую золотоносность вмещающих пород.

---

[1]) Что отмечалось в печати как постановка химического извлечения золота на Аскольде.

[2]) Экстраполировать на все время существования рудника возможно, так как падение добычи в 1908—1913 гг., объясняемое открытием богатого золота на Тинкане и отливом туда рабочих, компенсируется резким повышением добычи в 1900, 1901 и 1915 гг. Что касается характера руды и условий работы измельчающей аппаратуры *вполне поручится за экстраполяцию (как, впрочем, и вообще за всякую экстраполяцию)* нельзя.

Если принять основные положения, принятые при подсчете возможных запасов на Аскольдском отводе проф. Гудковым, что золотоносность вмещающих пород составляет около полуторного содержания золота в жилах, то возможность обрабатывать на фабрике вмещающие породы (в случае цианирования) увеличила бы количество извлекаемого золота в $2^1/_2$ раза, а соответственно и содержание „рабочего" золота в забое.

Надо думать, что уроки Аскольда в отношении необходимых требований при постановке золоторудных предприятий будут учтены при постановке других предприятий на Дальнем Востоке.

Вопросы рационализации золотопромышленности Дальнего Востока несомненно назрели, и разрешение их становится настоятельно необходимым. Хотя добыча золота в довоенное (а также и в настоящее) время, была достаточно высока, Дальний Восток, может быть, благодаря своим исключительным богатствам, шел по пути отсталой техники. Вопросы, стоявшие перед золотопромышленностью Урала 15—20 лет тому назад, выдвигаются только сейчас в отношении Дальнего Востока. Как характерный пример можно указать работы проф. Э. В. Бриске в 1912 году по изучению золото-мышьяковой руды, упорно не поддававшейся до этого амальгамации и цианированию на Антоновской фабрике (Урал, Качкарь). То, что было выполнено для некоторых месторождений Урала, до сих пор еще не делалось для месторождений Дальнего Востока.

И если в области россыпного золота мы ждем в первую очередь разведок и применения механизации в разработке золотоносных площадей, то рудное золото, на котором только и может базироваться систематическая и планомерная добыча золота на рационально построенных в техническом отношении предприятиях (что достаточно показано и разъяснено на примере золотопромышленности Англии и Америки), кроме разведок требует детального изучения золотых руд, как объекта последующей обработки в целях выяснения тех методов, которые оказались бы приложимыми при извлечении из руды драгоценных металлов.

Не подвергая сомнению, что кроме двух указанных задач научно-технического содержания, при постановке всякого золотопромышленного предприятия, в особенности, золоторудного, не меньшую роль играет дорожное строительство и стоимость механической энергии, мы относим эти вопросы как и обеспечивание рабочей силой к общим задачам хозяйственного и технического развития края, в особенности, — колонизируемого.

Владивосток.
Дальневосточный Университет.

Инж. А. Тарновский.

Обработка металла камнем и проблема корунда.

Проблема камня в металлопромышленности долгое время оставалась в тени. Для многих металлистов, а еще более широких промышленных кругов, она и сейчас представляется неясной; появление ее на страницах печати к тому же под названием „абразивной" [1]) промышленности было в достаточной мере неожиданным.

Проблему камня у нас выдвинула другая проблема—инструментальная.

Как известно по целому ряду инструментов мы имеем значительный дефицит, и находимся в зависимости от импорта, по другим, затоваривание.

[1]) В буквальном смысле это слово означает „стачивание", под которое подходит и стачивание, и грубая обдирка, и шлифование и полирование предметов камнем. Существуют ряд иностранных журналов, посвященных абразивной промышленности.

Среди орудий по обработки металлов резанием, к которому надлежит отнести также стачивание, обдирку, шлифование и полировку, в ценностном выражении, наибольший удельный вес принадлежит камню. Достаточно показательна в этом отношении следующая таблица, полученная на основании специального обследования ряда предприятий. (См. табл. 1).

Табл. 1.

Внутреннее соотношение в расходе отдельных видов инструмента.

Название предприятий.	Камни.	Напильники.	Сверла.	Метчики.	Плашки.	Развер.	Фрезы и резцы.	Прочий инструмент [1].	Итого.
Черная металлургия.									
„Серп и Молот" (Гужон)	42,5	19,3	4,5	21,8	6	—	—	5,9	100% [2]
Машиностроение.									
Тормозной зав. Гомзы .	31,7	8,1	15,0	6,3	25,0	1,1	7,9	4,9	100% [3]
Госшвеймашина	18,7	11,7	12,8	5,4	9,2	2,9	36,1	3,2	100% [4]
Зав. „АМО" Автотреста	28,5	14,2	11,6	5,7	9,1	2,5	18.1	10,3	100% [5]
Люберецкий завод . . .	41,0	9,7	10,2	4,2	8,3	5,1	14,2	7,3	100% [6]
Средн. ариф. .	32,5	12,6	10,8	8,7	11,5	2,9	19,1	6,3	100% [7]

Эта таблица характеризует положение на 1926—27 г. Если же заглянуть вперед и подсчитать потребности только одной металлопромышленности по существующим на сегодня ценам согласно пятилетнего плана развития ее, то к концу 1929—30 г. потребуется камня на 14,3 млн. руб., причем удельный вес его среди других инструментов будет следующий:

	Камни.	Слесарные пилы.	Сверла.	Метчики.	Плашки и клуппы.	Развертки.	Итого.
В млн. черв. руб. .	14,30	4,85	7,23	1,44	2,44	1,44	34,70
%	45.4	15,3	22,4	4,6	7,7	4,6	100%

Вышеприведенные цифры, достаточно показательные, выдвинули вопрос о камнях в металлообработке на первый план.

Посмотрим, что мы имеем в отношении производства камня на сегодняшний день.

Согласно производственной программе на 1926—27 г. положение представляется в следующем виде:

Программы 1926—28 г. (по продажным ценам).

Зав. „Ильич"	4.500 т. руб.	
Южуралтрест	719 „ „	Металлопромышл. . 92,9
Мелстрой	700 „ „	
Русские Самоцветы .	450 „ „	Горная промышл. . 7,1
	6.369 т. руб.	100%

[1]) В прочие инструменты входят: штампы, матрицы, кольца, протяжки, измерительный инструмент, кузнечно-котельной, столярно-плотничный, ремонт инструмента и т. д.

[2]) Для ходового ин-та, расход которого составляет 0,39% к выпуску. Весь расход 1,2%. Ходовой 33%, проч. 67%.

[3]) Ходовой Ин-т на который расход составляет 1,6%; из общей цифры 5, 15%, ходовой 31%, проч. 69%.

[4]) Ходовой, на который расход составляет 3,05%; из общей цифры 5,1%, ходовой 59%, проч, 41%.

[5]) Ходовой 1,13% из общей цифры 3,05% к выпуску. Ходовой 37%, проч. 63%.

[6]) Ходовой, на который израсходовано 1,09% из общей цифры 1,79%; ход. 57%, проч. 43%.

[7]) Соотношение: ходовой 43%, проч. 57%. Если же исключить резцы, то ходовой составит не более 38%.

В следующей таблице дается территориальное распределение абразивной промышленности 1926—27 г.

Ленинград „Ильич“ . .		4.500 т. руб.	70,9%
Москва Мельстрой . . .	700	1.000 „ „	15,7%
„ Самоцветы . . .	300		
Урал, Южуралтрест Златоустовская ф-ка . .	719		
Теченская ф-ка треста		869 „ „	13,4%
Русские Самоцветы	150		
Итого .		6.369 т. руб.	100%

В этот подсчет не вошли: а) по сырью кустарная добыча камня для обслуживания простейших видов металлообработки и мельничного дела, б) по готовым изделиям—незначительное полукустарное производство кружков и брусков так называемым „холодным“ способом без обжига в печах, на частных и кооперативных предприятиях.

Из перечисленных выше предприятии только „Самоцветы“ и отчасти Южуралтрест занимаются добычей сырья. Главный же наш производитель каменных изделий для металлообработки зав. „Ильич“ целиком идет на привозном сырье на электрокорундах и карборунде.

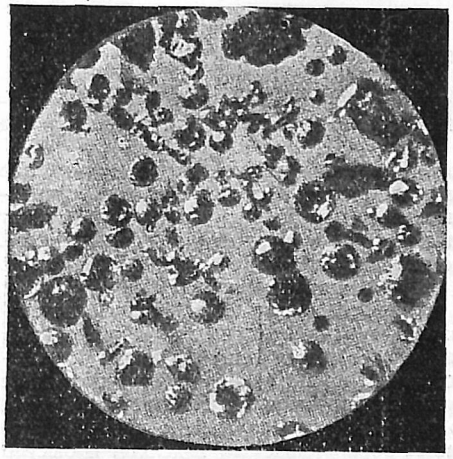


Рис. 1. Сгоревшие и расплавленные стальные стружки от шлифовки (увел. 18).

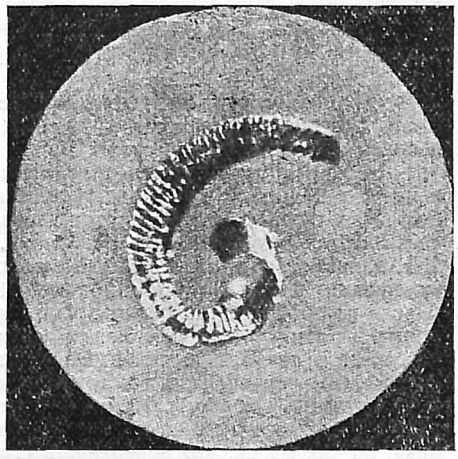


Рис. 2. Стальная стружка от шлифовки (сильно увеличена).

Discus Werke, Frankf. a. M.

Спорная проблема об основных путях и моментах развития абразивной промышленности получила 17—18 января с. г. авторитетное разрешение на специальной конференции созванной Главметаллом совместно с НТУ ВСНХ СССР.

Постановление ее в реферированном виде помещена в настоящем журнале. А потому в дальнейшем мы ограничимся изложением наиболее характерных, с точки зрения металлопромышленности, моментов.

XX век должен быть отмечен быстрым проникновением шлифовальных станков из инструментальных цехов в механические цеха, где на них были перенесены работы, исполнявшиеся ранее на токарных станках, и не только работы по чистовой отделке изделий но и другие работы, следующие после грубой обдирки резцом. В чугунно-литейных мастерских и в сталелитейных каменный круг стал применяться и для работ по обдирке, и обрубке, заменяя зубило. Этот переход стал возможен в связи с появлением высокого качества каменных кругов из искусственного сырья—электрокорунда и карборунда.

Одновременное появление быстротекущей стали и шлифующих кругов высокого качества оказало чрезвычайно благотворное влияние на развитие металлообработки. Быстротекущая сталь дает наилучшую производительность при обдирке, шлифовальный же круг при чистовой обработке. Таким образом работа распределяется между ними наивыгоднейшим образом.

Острое шлифующее зерно можно рассматривать как режущий инструмент, подобный токарному резцу или фрезе. Шлифующий круг отличается от последних инстру-

ментов тем, что его резцы (т.-е. острые грани и углы зерен) представляются более слабыми и имеющими значительно меньшие размеры, но скорость резания их может быть чрезвычайно велика без опасения отжига. Небольшие величины, допускаемые для глубины и ширины резания каждого зерна, с избытком возмещаются громадными скоростями резания и большим количеством резцов зерен. Современный шлифующий круг находится с первоначально применявшимся кругом из глины и наждака примерно в таком же соотношении, как фреза с крупными зубцами к шлифному напильнику; область его применения в настоящее время не ограничивается, как прежде, обработкой только закаленной стали, а распространяется на обработку самых разнообразных материалов, как-то: незакаленной стали, стального литья, чугуна, меди, латуни, бронзы, вулканизированной фибры, эбонита, стекла, фарфора, камней, костей, слоновой кости и т. д.

Громадное различие между современным и прежним шлифующими кругами выясняется при рассмотрении рис. 1 и 2. Рис. 1 изображает перегоревшую стальную стружку, полученную на круге прежнего образца при работе всухую. Она частью перегорела, частью расплавилась и скорее производит впечатление раздавленных частиц металла, чем стружки резания. Рис. 2 изображает стальную стружку, снятую современным кругом в условиях, предупредивших ее перегорание и размельчение. При круглом шлифовании ежесекундно снимаются многие миллионы таких стружек; при нормальных условиях работы считают, что, примерно, $^3/_4$ всего количества снятого кругом металла обращается в стружку, а $^1/_4$ его — в расплавленные шарообразные частицы.

Абразивные материалы.

С точки зрения металлопромышленности наибольший интерес представляют материалы производные кремния и алюминия. Начнем сперва с естественных (кварц и окись алюминия).

Кварц (кристаллизированная кремнекислота) известен человечеству с давних пор и имеет твердость 6—7 по десятистепенной шкале твердости Моса. Эта шкала твердостей дает однако лишь порядок твердости различных минералов, и отнюдь не следует связывать степени твердости с цифрами, обозначающими № твердости в данной шкале. Так, например, отношение действительных твердостей для №№ 6 : 7 : 8 : 9 : 10 в цифровом отношении равно: 37 : 120 : 175 : 1000 : 140000. Кварц применяется для шлифования в виде галек или песка речного или морского в шлифовальных барабанах или наклеенных на бумагу (для чего может служить и измельченный кремень), а также в виде песочного и точильного камня. Из кварца также изготовляются дешевые круги, применяемые главным образом для точки строгальных ножей и пил; кварцу часто в обманных целях придают окраску наждака. В противоположность стеклу кварц обладает вязкостью, излом его раковистый; он хорошо шлифует, но работа с ним медленна и, в виде песчаника, он так мягок, что поверхность его царапается обрабатываемым изделием и быстро теряет правильную форму, которая должна восстанавливаться правкой. Несмотря на это, песчаник все еще находит широкое применение для заточки резцов. Применение песчаника широко распространено при изготовлении напильников и ножей. Размеры применяемых камней доходят до $1^1/_2$ *м* и больше в диаметре. Кварц отличается от других шлифующих материалов тем, что встречается в природе в готовом для применения виде, т.-е. в форме камня, в то время как другие шлифующие материалы представляют собой отложения в виде зерен или раздробленных частиц, которым искусственным образом должна быть придана форма круга. Нежелательными для работы качествами естественных песчаников являются неровность зерен, наличие жил и неплотных участков. Хорошие песчаники все реже встречаются на рынке.

Кварц в форме точильного камня (оселка) применяется для точки вручную инструментов, как-то: зубил, шаберов, токарного инструмента, хирургических ножей и проч., а также для правки резцов, разверток, ножей, деревообделочного инструмента и т. д. Реже встречается круглая форма оселка для применения на ручных точилах. На рынке особенно известны два американских сорта оселков: „Вашита“, более пористый и крупнозернистый и имеющий большую шлифующую способность и „Арканзас“, более твердый мелкозернистый камень, встречающийся различных степеней твердости и применяемый для правки более ценных и тонких инструментов. По внешнему виду оба камня похожи друг на друга.

Окись алюминия. Гораздо большее значение для металлообработки шлифования имеет окись алюминия, являющаяся в своих различных формах важнейшим абразивным материалом. Окись алюминия встречается в природе, а также изготовляется искусственным путем. Наиболее важное значение, из естественных видов ея, имеет наждак (твердость 6—8), известный с давних пор и имеющий месторождение на острове Наксос (греческий Архипелаг) и возле Смирны (Малая Азия), на Урале и в Киргизской степи. *Наждак вязок, твердость его различна в зависимости от содержания окиси* железа, доходящей до 35%, и других примесей. Несмотря на то, что наждак не имеет

шлифующего эффекта современных искусственных шлифующих материалов и не удовлетворяет производительности современных шлифовальных станков, он все же широко применяется для изготовления шлифующих кругов для целей окончательной шлифовки и точки инструмента, а также наносится в виде порошка, в смеси с маслом или жиром, на круги медные, сурьмовые, деревянные, кожаные и войлочные, или на медные стержни, для полировки металлических изделий, давая очень гладкую и блестящую поверхность.

Наждак и корунд лучшие круги для точки многозубчатого режущего инструмента.

Корунд, также встречающийся в природе, занимает место в шкале твердости в пределах № 9—$9^1/_2$, располагаясь рядом с алмазом хотя и обладает лишь небольшой долей твердости последнего и по своему химическому составу содержит до 95% кристаллизованной окиси алюминия. Корунд тверже наждака, превосходит последний шлифующей силой и работает с выделением меньшего количества теплоты. Несмотря на высокую цену, является наилучшим естественным шлифующим веществом. Наибольшее промышленное значение имеют месторождения корунда в Сев. Америке, Канаде, в Африке и на Мадагаскаре; месторождения корунда имеются также на Урале, в Киргизской степи и в Индии. Добыча естественного корунда, однако, постепенно сокращается. Корунд может быть получен из наждака искусственным путем, по способу Гольдшмита (переводом очищенного наждака путем плавки в кристаллическое состояние). Получаемый таким образом искусственный корунд имеет бо́льшую твердость и хрупкость, чем естественный и с большим успехом применяется для точки инструмента; с таким же успехом его применяют для искусственных оселков для правки инструмента.

Окись алюминия содержится также в чистом виде в боксите, который, однако, вследствие своего некристаллического строения не может быть непосредственно применен в качестве шлифующего вещества. Особое значение боксит имеет потому, что является основным продуктом, из которого вырабатываются электрокорунды (см. ниже)

Алмаз. Наиболее производительным, но и наиболее дорогим естественным шлифующим веществом является алмаз.

Искусственные шлифующие материалы (окись алюминия и углеродистый кремний) Искусственные шлифующие материалы имеют большие преимущества перед естественными: они зачастую тверже, вязче и во всяком случае чище по составу. Твердость и вязкость естественных шлифующих материалов, в том числе алмаза, зависят от месторождения их, а также и от других обстоятельств; одинаковые условия изготовления двух кругов из естественных шлифующих материалов не дают гарантии полного совпадения их качеств. При искусственном изготовлении шлифующего состава тождественность их качеств более вероятна.

Упомянутый выше боксит встречается в наиболее чистом виде на юге Франции и в Сев. Америке, имеет белую окраску, изменяющуюся до светло-желтых тонов, и содержит до 60—70% окиси алюминия. Выработка электрокорунда из этого минерала была впервые произведена в Америке. Искусственные корунды известны на рынке под названием алунда, абразита, алоксита, аловальта, электрорубина, корунда, корафина, коралунда, диалумита, дурала, дурубита, электрита, электропирита, гелиокорунда, натита, верала, диамантина, динамидона (два последние сорта по внешнему виду напоминают наждак). Твердость этих материалов в скалс Моса соответствует $9^1/_2 — 9^3/_4$, не будучи ниже 9.

Наименьшим содержанием окиси алюминия отличаются: корубин, теперит и некоторые другие, добываемые не в электрической печи, а при термитной сварке и близких к нему процессах. Полученные таким путем шлифующие составы, богатые глиноземом (например, как шлаки при добыче хрома) до 70—90%, обычно употребляются в виде полотен и искусственных оселков. Простое нагревание боксита лишь до тестообразного состояния (но не плавки) не дает корунда, так как не вызывает кристаллизации, и при содержании лишь до 70% глинозема не дает хорошего шлифующего материала. Все электрокорунды могут быть распределены на два сорта. Первый, высокой твердости и светлого оттенка—содержит до 90—96% глинозема и идет на изготовление лучших кругов; второй—черного цвета с содержанием до 80% глинозема—идет на изготовление полотен. Почти химически чистый электрокорунд—розового цвета—содержит до 97—99% глинозема, но ввиду высокой его стоимости употребляется лишь для самых малых кругов для внутреннего шлифования. Цвет электрокорунда обычно зависит от примеси окислов титана, железа и кремневой кислоты.

Вторым весьма важным и ценным шлифующим материалом является углеродистый кремний (салициумкарбид). На рынке он носит также название: карборунда, карбозилита, карболита, карболона, кристаллона и др. Карборунд имеет значительно меньший удельный вес, чем наждак и корунд, а именно 3,13, по твердости он превосходит сапфир, рубин, имея твердость по скале Моса $9^1/_2—9^3/_4$, и превышает наждак шлифующим эффектом в четыре раза. При выработке карборунда большую, сложенную из кирпича, плавильную печь загружают однородной массой из тщательно просеянного кокса, стекла, песка, поваренной соли, опилок или измельченной пробки (последнее для придания массе пористости) и подвергают ее в продолжение 24—26 часов действию элек-

трического тока, развивающего температуру до 2500—3000° С. Расплавленный продукт подвергается медленному охлаждению в печи, после чего кристаллический материал размельчается на дробильных машинах, промывается в продолжение нескольких дней в присутствии серной кислоты и сортируется по размерам.

Оба описанных искусственных шлифующих материала, окись алюминия и углеродистый кремний, различны по свойствам, дополняя друг друга. Углеродистый кремний применяется для обработки хрупких материалов, как-то: чугуна, твердых отливок, твердого каучука, углей для электротехнических надобностей, драгоценных камней, перламутра, стекла, костей, фарфора, кожи, дерева, вулканизированной фибры и др. Окись алюминия, наоборот, с успехом применяется при шлифовании вязких материалов, закаленной и незакаленной стали, стального литья и пр. Причина этого кроется в том, что раздробленные кристаллы карборунда дают чрезвычайно острые края и выступы, однако они мало вязки и легче расщепляются, чем целые зерна окиси алюминия. Поэтому зерно углеродистого кремния легко обламывается при обработке твердого и вязкого материала, круг быстро затупляется и потребление станком энергии сильно увеличивается. Высокая вязкость наждака и алунда предупреждает расщепление зерен его, при обработке такого материала, сохраняя шлифующую способность их. При обработке же твердых и хрупких материалов, углеродистый кремний дает прекрасные результаты, причем зерна его мало затупляются вследствие их большой твердости, обладая все же достаточной вязкостью для предупреждения преждевременного их расщепления.

Отличие между вышеописанными искусственными шлифующими материалами заключается в их окраске: электрокорунд—черный, серый и до светло-желтого оттенка (последним обладают мелкие номера от 80 и мельче), углеродистый кремний—зеленый (американский) и кроваво-красный (шведский) и обладает более сильным блеском.

Другие шлифующие материалы, как крокус и железистый шафран, состоят из окиси железа и силикатов, содержащих железо и глину, и применяются для полировки. Для этой же цели применяют химически осажденную закись железа, оловянную изгарь, венскую известь, плавленый мел, трепел, сукновальную глину, пемзу, древесный уголь и пр. Они применяются в сухом виде или в смеси с маслом (стеарином), воском, салом, спиртом или водой. Более мягкие из них находят применение для полировки материалов не столь твердых, как металлы [1]).

К вышеизложенному надо добавить, что по данным наших предприятий спрос на каменный круг, как на орудие для заточки инструмента в инструментальных мастерских не превышает 30% общего спроса каменных кругов для механических мастерских, причем в последних преобладает камень с крупным зерном до № 50 с преобладанием средних №№-24—36. Наши же уральские месторождения давали пока достаточно удовлетворительного качества сырье только от № 60 и 100 и выше. Это обстоятельство сразу сузило круг применения наших уральских корундов, которые доставлялись к тому же в ограниченных количествах, и толкнули нашу металлопромышленность в сторону электрокорундов. Что бы нам не дала Киргизская степь от электрорундов и карборунда металлопромышленность отказаться не сможет, так как для разрешения многообразных задач металлообработки универсальных абразивных материалов не существует. На мировом рынке искусственные абразивные материалы занимают доминирующее положение, что наглядно подтверждается таблицами А. Е. Ферсмана.

С точки зрения требований металлопромышленности это не случайность, а результат определенной эволюции методов обработки металлов камнем. А потому Конференция вынесла постановление о необходимости срочной постройки завода электрокорунда и карборунда, одновременно выдвинув требование такого же срочного изучения месторождения Киргизской степи с точки зрения возможности промышленного их использования. Такое решение представляется вполне правильным и открывает путь к расширению практического использования весьма ценной подготовительной работы по добыче, дроблению и обогащению наждаков и корундов, проделанной трестом „Русские Самоцветы“.

Как видно из указанной в начале статьи таблице рынок сбыта в Союзе обеспечен как электрокорунду, так и естественному корунду, при условии надлежащего их качества.

Москва.

---

[1]) Интересующихся вопросом абразивных материалов отсылаем к работам на немецком языке проф. Шлезингера и инж. Буксбаума (последняя также вышла на русском языке в 1927 г.).

Горн. инж. К. Е. Габуния.

Перспективы развития Кисатибского предприятия [1]).

В предыдущем мы познакомились с геологическими условиями и запасом Кисатибского месторождения кизельгура, а также с качеством и особенностями применения добываемого продукта. Теперь уместно будет представить, хотя бы в общих чертах, перспективы развития промышленного предприятия в Кисатиби и, в связи с этим, необходимо осветить, во-первых, ту обстановку, в которой должно развиваться Кисатибское предприятие, а во-вторых, состояние внутреннего и внешнего рынка.

Приблизительное представление о добыче кизельгура в Кисатибском месторождении дает следующая таблица:

ГОДЫ	Добыча в тоннах
1897	333
1900	750
1901	316
1910	200
1911	110
1912	366
1913	250
1915	86
1925	660
Всего . .	3 077

Показанная в таблице добыча за все годы не отвечает действительности, так как за некоторые годы сведений не имеется, а между тем известно, что разработка месторождения не прекращалась. Независимо от этого из анализа приведенной таблицы видно, что с 1901 по 1911 год добыча закономерно понижается. В 1912 году заметно некоторое оживление, а затем добыча снова падает, вероятно, вследствие развернувшихся военных событий, хотя правда, некоторое понижение добычи заметно и до начала войны, т.-е. в 1913 году.

В настоящее время месторождение эксплоатируется Ахалцихским Уездным Исполнительным Комитетом, при чем добыча кизельгура резко поднимается, достигая 666 тонн в год. Все добытое количество кизельгура сбывается, как нам уже известно, на внутреннем рынке Союза Республик и бо́льшая часть добычи вывозится в Ленинград. По полученным мною словесным сведениям к Ахалцихскому Уисполкому обращались с запросом различные предприятия из разных городов Союза, общей сложностью на 2 500 — 3 300 тонн в год, но сделка не состоялась, так как Исполкомом были предложены слишком высокие цены.

Разрабатывают в настоящее время почти исключительно пласт „Белый“ и только в незначительном размере подвергался разработке до 1915 года пестрый кизельгур. Добыча носит, как увидим ниже, весьма примитивный и в значительной мере хищнический характер.

На месте добычи помещается контора, конюшня, кладовая, машинное отделение, столярная и два амбара, общей площадью около 200 *кв. м* предназначенные для хранения просушенного кизельгура. В машинном отделении помещается не совсем исправный керосинный двигатель, приводивший когда-то в движение мельницу для помола кизельгура На месте добычи находится только один человек — фактический производитель работ, который вместе с тем исполняет и другие обязанности. Общее наблюдение принадлежит инженеру, живущему в г. Ахалцихе и периодически навещающему Кисатиби.

Добыча кизельгура производится только в летний период — с первых чисел мая до первых чисел октября. В продолжении этого периода работает ежедневно (8 час.) в среднем около 30 человек. При этих условиях добывается за все лето 666 *т.* отсортированного и высушенного на солнце в кучах продукта. Считая в месяц 25 рабочих дней и продолжительность периода работ о добыче 5 месяцев, получим 125 рабочих дней. Для добычи 666 *т.* кизельгура понадобилось бы $30 \times 125 = 3\,750$ рабочих и дневная производительность одного рабочего составляет в этом случае 0,18 тонны. Кизельгур удельно легок и цифра дневной производительности одного рабочего, выраженная в единицах объема оказывается сравнительно более чувствительной. Я не упускаю из виду также и затрату значительной части труда на вскрышу залежи. Тем не менее, позволительно думать, что при необыкновенно выгодных условиях разработки, указанная производительность рабочего забойщика является малой, что связано, вероятно, с малой интенсивностью рабочего труда.

---

[1]) См, статьи К. Е. Габуния по Кисатибскому кизельгуру, „Минеральное Сырье“ №№ 1 и 4 за 1927 г.

При оплате одного рабочего в размере 90 коп. в день, стоимость добычи 16 *кг* кизельгура в открытом разрезе Кисатибского месторождения составляет $8^1/_2$ копеек. По сведениям завода себестоимость 16 *кг* кизельгура в амбаре составляет 10 копеек: Очевидно, остальные $1^1/_2$ копейки слагаются из стоимости откатки в амбар, произво. димой тачками вручную, и различных накладных расходов [1]). Высушенный кусковой продукт вывозится на небольших крестьянских арбах в г. Ахалцихе, где и производится измельчение материала в порошок, с использованием водяной энергии. Провозная плата до Ахалцихе ложится на стоимость 16 *кг* кизельгура в размере 13 коп. Упаковка 16 *кг* измельченного продукта обходится 22 коп., считая стоимость мешка 60 коп., засыпки $1^1/_2$ копейки и шпагата $1^1/_2$ копейки. Перевозка кизельгура из Ахалцихе до ст. Боржоми производится на арбах и фургонах союза инвалидов и при этом ее стоимость составляет в среднем около 10 коп. на 16 *кг*. Учитывая еще стоимость измельчения и погрузку в вагоны на ст. Боржоми получим, что 16 *кг* кизельгура франко-вагон Боржом обходится заводу около 60 коп. В зимний период доставка из Ахалцихе в Боржоми обходится значительно дороже и соответственно увеличивается себестоимость готового продукта франко-вагон в Боржоме.

Теперь посмотрим каковы недостатки существующей постановки дела и какие мероприятия необходимы для их устранения.

Прежде всего обращает на себя внимание откатка вручную на тачках. Для начала, пока предприятие находится в зачаточном состоянии и не имеет оснований особенно развернуться, я не буду высказываться за механическую откатку, При незначительной добыче организация такой откатки ляжет слишком чувствительным расходом. Зато было бы вполне рационально заменить тачки вагонетками и откатку производить вручную же по рельсовому пути. Вместимости тачки и вагонетки, предусматриваемого мною типа, относятся как 1 : 5. Но даже при ином, менее выгодном соотношении, производительность рабочего-откатчика в последнем случае сильно возрастает и в скором времени с избытком покроется затрата на вагонетки и прокладку рельсового пути. Кроме вместимости вагонетки экономия может достигаться еще в связи с сокращением числа отдельных операций погрузки и выгрузки. Лошадиную тягу следует применить только в случае особенного развития работ вдоль северо-западной границы месторождения, а пока, при наибольшем расстоянии откатки около 150 *м*, выгоднее использовать мускульную силу откатчика. При целесообразном уклоне рельсового пути от забоя или сушильной площадки к амбару, с одной вагонеткой вполне справится один человек.

В некотором усовершенствовании нуждается операция высушивания кизельгура. Высушивание в кучах на солнце не представляется удобным хотя бы по той причине, что внезапный дождь может снова насытить влагой уже высушенный продукт. Мне кажется весьма рациональным, по крайней мере на первых порах, сохранить тот же примитивный способ высушивания кизельгура, но только в открытых навесах, аналогичных тем, которые приняты в Грузии для сушки шелковичных коконов. При надлежащем увеличении сбыта и связанном с этим расширении производства, можно будет применить те же способы, которыми пользуются для сушки сырца.

Измельчение кизельгура в г. Ахалцихе совершенно нерационально, так как это требует повторных операций погрузки и выгрузки, связанных с излишней затратой труда и некоторой потерей высушенного продукта. Лучше было бы соорганизовать дело измельчения в самом Кисатиби, но отсутствие воды и некоторые другие условия создают серьезные препятствия. Наиболее подходящим местом является Боржом. Здесь имеются река, лес, железная дорога и более открытые места для размещения необходимых построек. В Ахалцихе и Кисатиби многое из нужных материалов приходится доставлять через Боржом на расстоянии 59 — 65 *км*. При этом готовый продукт все равно отправляется через Боржом. Много лучше, очевидно, отправлять высушенный кусковой кизельгур до Боржома без выгрузки и погрузки в Ахалцихе. После помола в Боржоме, готовый и упакованный продукт, в большинстве случаев, можно будет прямо грузить в вагоны без переноски в склад. При этом и потери кизельгура будут сведены к минимуму.

Однако, при отсутствии удовлетворительной колесной дороги от Кисатиби до Ахалцихе избегнуть перегрузки в последнем пункте не представляется возможным. Вообще хорошая дорога между двумя названными пунктами является безусловно необходимым условием для успеха более или менее серьезного начинания на Кисатибском месторождении кизельгура. С шоссейной дорогой на расстоянии 52 *км* от Ахалцихе до Боржоми можно еще мириться, тем более, что исправное состояние последней будет поддерживаться, вероятно, управлением шоссейных дорог Грузии. Дорога же от Ахалциха до Кисатиби совершенно неудовлетворительна. Это тропа, узенькой лентой извивающаяся по живописным, но очень крутым склонам Ахалцихской возвышенности

[1]) Заведующий разработкой гр. Мирошниченко сообщает следующие цифры: вскрыша—около 6 коп., выломка и кладка в кучи — 2 коп., уборка в амбар — 1 коп., прочие расходы 1 коп. Всего около 10 коп. на 16 *кг* кизельгура.

и то и дело с нее валятся в пропасть арбы с кизельгуром, нередко вместе с быками. Кроме того при удовлетворительной дороге арба могла бы провезти за один раз вдвое, а если позволит объем, то и втрое больше тяжести, чем она провозит ныне (в среднем около $^1/_3$ тонны). Поэтому вполне понятно заявление арбщиков из Кисатиби и других ближайших деревень, что в случае проведения дороги они будут брать за перевозку кизельгура до Ахалцихе вместо 13-ти—7 коп. за 16 *кг*. Тогда же и будет возможно пропустить арбы с полной нагрузкой из Кисатиби прямо в Боржом. Пропускать же арбы с половинной нагрузкой на расстоянии 52 *км* Ахалцихо-Боржомского шоссе вовсе не представляется выгодным.

В дальнейшем изложении попытаемся выяснить современную конъюнктуру мирового рынка. О внутреннем рынке кое-что уже было сказано в предыдущей статье [1]) и здесь почти ничего не остается добавить. Относительно внешнего рынка ряд сведений можно позаимствовать от Imperial Institute и, главным образом, из статьи Норис Гудвина, помещенной в „Marketing of metals and minerals“ (New-Jork. 1925).

По этим сведениям, в настоящее время кизельгур поступает на рынок: в виде совершенно сырого неотсортированного материала; в измельченном виде в мешках; в виде брикетов и, наконец, в виде обожженных кирпичей менее значительных размеров, по всем трем направлениям, чем обыкновенный наш кирпич.

С коммерческой точки зрения наиболее целесообразно выпускать на рынок измельченный кизельгур. В этом виде он легко досушивается даже самым примитивным путем на солнце и экспортер много выгадывает на фрахте. Возможен вывоз и кускового кизельгура, но тогда должны быть приняты меры к возможно полному удалению влаги и тщательной сортировке, ибо во время продажи кизельгура самую существенную роль играют его цвет и сухость. Кисатибский белый кизельгур мог бы выпускаться на рынок также в виде плит нужных размеров, не требуя для этого операции брикетирования: нужно было бы только распиливание глыб. Но применение столь чистого материала, как наш белый кизельгур, для простой обыкновенной кладки будет вовсе нерационально, Алжир, где месторождение кизельгура было открыто недавно, быстро укрепился на рынке путем экспорта этого вещества в измельченном и кусковом виде. В том же виде следует вывозить и Кисатибский белый кизельгур.

Цены на кизельгур за последние 4 года совершенно не подвергались колебаниям и легко устанавливаются. В Англии средняя стоимость одной тонны кизельгура варьирует от 4 до $6^1/_2$ фунтов стерлингов, в зависимости от чистоты. Более подробные сведения поступают с американского рынка. Одна тонна измельченного и просушенного кизельгура, упакованного в мешках, стоит fob около 15—20 долларов; одна тонна отборного белого кизельгура, измельченного или в кусках стоит fob около 25—35 долларов. Одна тонна тщательно отобранного, измельченного и очень легковесного кизельгура стоит fob около 120—150 долларов. Установлено при этом, что для экспортера, имеющего покупателя, несравненно выгоднее продавать кизельгур sif., чем fob., ибо потребитель за доставленный к нему товар платит почти вдвое дороже.

Добыча и обработка кизельгура производится в Германии и Южной Калифорнии; кроме того, большие залежи кизельгура обнаружены в последнее время в Алжире. Затем производство кизельгура имеет место в Италии, Японии, Швеции, Южной Африке и Финляндии, но в смысле конкуренции последние не представляют опасности, так как экспорт кизельгура из названных стран весьма незначителен. Приходится думать, что кизельгур, добываемый в странах последней группы, идет на их собственные нужды. Так или иначе, при учете конъюнктуры мирового рынка, они не должны быть приняты во внимание. Мировое производство кизельгура за год дается в весьма разноречивых цифрах, но за среднюю цифру можно принять 20 000 тонн. За среднюю же экспортную цифру можно принять 8—10 тыс. тонн [1]).

По сведениям Imperial Institute мировое производство кизельгура за 1923 год превосходит цифру 1922 года; зато в 1924 году производство понизилось приблизительно до уровня 1922 года. Сведений за 1925 год пока не имеется.

В Германии и Англии торговлей кизельгуром занимается целый ряд фирм, а в Соединенных Штатах вся торговля этим предметом сосредоточена в руках одной фирмы, известной под названием „Infusorial-Diatomaceus Earth Company Limited“. В большинстве эти фирмы выступают в роли комиссионеров-экспортеров и только немногие из них являются непосредственными потребителями.

Внешние экономические условия, могущие повлиять на развитие интересующего нас производства определяются состоянием рынка. Со стороны внутреннего рынка конкуренции не предвидится. Правда, в Европейской части СССР зарегистрированы довольно мощные залежи кизельгура, но, судя по замечанию Янишевского, они не дают продукта столь высоких качеств, как кисатибский белый кизельгур, последний при отпуске потребителям по не особенно высокой цене, всегда на внутреннем рынке останется вне конкуренции. Хищнический подход к делу и спекулятивные цены могут сильно навредить и на внутреннем рынке. Как видно из предыдущего, добыча

[1]) См. нашу статью в № 1 журнала „Минеральное сырье“ за 1927 г.

и отправка кисатибского кизельгура в этом году достигает 666 тонн. Такой сбыт нельзя считать достаточным, но учитывая возбуждение особенного интереса к нашему кизельгуру за последнее время, выражающееся в довольно многочисленных запросах, иногда на крупные партии, мы вправе представлять будущие перспективы занимающего нас производства на внутреннем рынке СССР в более или менее радужных цветах. Мне кажется, что при намечающемся многостороннем применении кизельгура вывоз нашего кизельгура в пределах Союза в скором времени поднимется до 3 000 тонн.

В предыдущем были перечислены страны производители кизельгура и вместе с тем указывалось, что некоторые из них в смысле конкуренции на мировом рынке небезопасны для нас. К числу возможных конкурентов относятся Сев. Ирландия, Германия и Алжир. Кроме того, в таблице мирового производства кизельгура сразу же бросается в глаза огромная продукция С.-А. С. Ш., но она экспортирует кизельгур в незначительном количестве. Тем не менее, при огромной добыче кизельгура, она, мне кажется, может в любой момент выбросить на рынок значительное количество продукта и, во всяком случае, для предосторожности, мы должны строить свои соображения с учетом и этого обстоятельства.

Наиболее серьезным, не в пользу нас говорящим, является то обстоятельство, что пока кисатибский кизельгур не пользуется известностью на мировом рынке. Эту известность нужно создавать и не путем одновременного большого вывоза, а только небольшими поставками отборного, чистого и хорошо высушенного продукта, лучше всего, я думаю, в измельченном виде в мешках. Организация работы в широком масштабе и добыча сразу нескольких тысяч тонн кизельгура является для нас рискованным и невыгодным с коммерческой точки зрения по крайней мере до тех пор, пока нам с этой стороны не будет обеспечено внимание иностранного рынка. Об этом твердят нам современные размеры потребления и главным образом неизвестность нашего кизельгура на иностранном рынке. На первое время мы должны добыть не более 1 000 тонн кизельгура, освободить его от приставших посторонних веществ, подвергнуть тщательной сортировке по цветам, измолоть, высушить и упакованный в таком виде в мешках доставить в Поти или Батум для экспорта. Доставка кизельгура к пристани для экспорта возможна также в кусковом виде, но и в этом случае классификация по цветам и удаление внешне приставших вредных элементов должно быть произведено тщательно. Стоимость мешков относится в конто покупателя, а их вес прибавляется к весу отпускаемого кизельгура.

Из Лондона сообщают, что „категорически советуется вывести на рынок сначала только 50—100 тонн кизельгура в виде пробы. Лишь после испытания нашего кизельгура на деле, убедившийся в его хороших качествах покупатель может предъявить более или менее серьезный запрос. Возможно также вывезти сразу 500 — 1000 тонн, но тогда неизбежно придется сложить этот товар на складе Гарстона или Булона и оттуда продавать небольшими партиями (эти склады считаются наиболее дешевыми как на континенте, так и в Англии)...

Немецкая фирма Г. М. Хрусака обещает без комиссионных распродать первые партии грузинского кизельгура“ [1]).

Я думаю, что нам только и придется экспортировать в заграницу сначала около 50—100 тонн кизельгура потому, что, во-первых, он сбывается именно такими небольшими партиями, а во-вторых, потребитель никогда не доверит даже наилучшим образцам и анализам, пока сам в процессе применения не удостоверится в доброкачественности предлагаемого продукта.

Вообще говоря, современное состояние внешнего рынка не особенно благоприятствует развитию Кисатибского предприятия. Импорт главных потребляющих стран не превышает в сумме 10 000 тонн в год, и эта цифра очень небольшая. Зато на будущее кизельгура приходится возлагать значительные надежды, основанные на оживлении интереса к этому веществу, как к очень ценному строительному материалу. Как частные капиталисты, так и правительства иностранных государств обнаруживают крайнюю заинтересованность кизельгуром. Министерство Здравоохранения в Великобритании и Министерство Восстановления во Франции проводят целый ряд исследований и опытов над этим веществом. Возможно, что результаты этих исследований окажутся столь благоприятными, что кизельгур сделается наиболее популярным строительным материалом. Тогда годовой экспорт кизельгура из всех производящих стран может принять весьма крупные размеры и соответствующим образом должен увеличиться спрос и на грузинский кизельгур. При этом нужно думать, что для строительных целей придется экспортировать главным образом серый кизельгур. Быть может американцы уже достаточно выяснили значение кизельгура, как строительного материала и этим объясняется та пропаганда, которую ведет в пользу его применения в строительном деле Норис Гудвин.

Выводы. 1. Кизельгур из Кисатибского месторождения, при надлежащем изучении с химической стороны и практическом испытании его в различных областях возможного применения может обнаружить самые высокие достоинства.

[1]) Перевод с грузинского.

2. Значение кисатибского кизельгура не умаляется и в том случае, если высказанная надежда не оправдается, ибо не остается ни малейшего сомнения, что наш белый, а по содержанию кремнезема и пестрый, кизельгур даже в своем натуральном виде является носителем значительно более высоких качеств, чем средняя эталонная проба мирового рынка, и при этом вполне определенно установлен целый ряд важнейших его применений.

3. Запасы этого полезного ископаемого у нас достаточно велики, достигая для высококачественного белого и пестрого кизельгура 3 000 000 тонн, и той же цифрой может выразиться общий запас серого кизельгура в Кисатибском и Чобаретском месторождениях.

4. До 170 000 тонн белого и пестрого кизельгура можно вынуть с поверхности открытым карьером, а остальная часть может добываться при помощи подземных, исключительно горизонтальных, выработок.

5. Введение подземных работ при данной форме и условиях залегания месторождения не может особенно удорожить добычу, если не считать крепежного материала, долженствующего быть доставленным, вероятно, из Ахалцихе.

6. При существующей неудовлетворительной постановке, Кисатибское предприятие дает предпринимателю значительную выгоду и тем более вероятна прибыльность предприятия при надлежащей постановке дела и благоприятных внешних экономических условиях.

7. Как первый шаг к улучшению постановки дела нужно откатку вручную сохранить, но с заменой тачек вагонетками и прокладкой рельсового пути.

8. Высушивание кизельгура следует производить не в кучах под открытым небом, а под открытыми с боков навесами, аналогичными тем, которые в Грузии применяются для сушки шелковичных коконов. Более совершенное удаление влаги будет достигаться досушиванием измельченного материала, но это значительно усложнит и удорожит операцию.

9. Устройство для дезинтеграции кускового материала должно быть оборудовано в Боржоме, но не в Кисатиби или Ахалцихе.

10. Наиболее необходимым условием для успеха дела является проведение хорошей колесной дороги от с. Кисатиби до г. Ахалцихе.

11. Спрос на кисатибский кизельгур до настоящего времени предъявляется исключительно внутренним рынком.

12. В ближайшие годы вывоз кисатибского кизельгура в пределы СССР может увеличиться в среднем до 3 000 тонн.

13. Отсутствие экспорта нашего кизельгура в Западную Европу объяснимо его неизвестностью на иностранном рынке и для устранения этого обстоятельства следует прибегнуть к отправкам небольших партий (50 — 100 тонн) чистого и хорошо просушенного, главным образом, измельченного продукта.

14. В случае сохранения ныне существующей конъюнктуры мирового рынка экспорт нашего кизельгура в Западную Европу может подняться в среднем до 800 и максимум до 1 000 тонн.

В заключение отмечу, что произведенные мною слишком кратковременные исследования не могут и не дают исчерпывающего ответа на все вопросы, связанные с месторождениями кизельгура в Ахалцихском уезде. Для полноты изучения и более достоверного суждения о запасах месторождений и качествах интересующего нас полезного ископаемого необходимо: 1) произвести топографическую съемку окрестностей Кисатиби и Чобарети в масштабе 1″ = 50 саж., что при абсолютно голой местности не представит затруднений; 2) разведкой бурением точно установить западную и юго-западную границы Кисатибского месторождения и получить нормальный разрез не только пласта „Белого“, но и всей толщи вышележащих отложений с серым кизельгуром; 3) разведать Чобаретское месторождение шурфами и канавами; 4) произвести тщательные поиски в ближайших к Кисатиби и Чобарети районах с целью возможного обнаружения новых площадей с кизельгуром (недавно залежи кизельгура найдены в Джавахети); 5) произвести детальное изучение имеющегося и могущего быть геологического материала с целью выяснения вопроса о возможной идентичности пластов с серым кизельгуром в Кисатиби и Чобарети (практически это позволит более определенно подозревать в Чобарети наличность пласта белого кизельгура под пластом „Серым“); 6) произвести широкое испытание кисатибского и чобаретского серого кизельгура, с целью выяснения возможности его применения, как строительного материала (это весьма важно, ибо белый и отчасти пестрый кизельгур, имеющие большое применение в различных отраслях химического производства, невыгодно утилизировать в качестве строительного материала); 7) выяснить путем опыта значение промывки и декантации для обогащения тех или других разновидностей кисатибского и чобаретского кизельгура.

Тифлис.

Заметки и Хроника.

КОНФЕРЕНЦИЯ ПО АБРАЗИВНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ В НТУ — ВСНХ 17—18 января 1927 года. Созванная НТУ 17—18 января с. г. конференция по абразивной промышленности поставила себе целью выяснить как современное положение, так и перспективы научно-технических работ, сырьевой проблемы и строительства в этой отрасли промышленности. В работах конференции приняли участие геологи и минералоги, осветившие наши сырьевые ресурсы в области абразивных материалов, представители трестов, обрабатывающих абразивные материалы, представители организаций-потребителей абразивных изделий и ряд научных работников наших исследовательских институтов, осветивших на конференции проблемы, связанные с выпуском фабрикатов, а также ближайшие задачи научно-исследовательских работ в области изучения абразивной промышленности.

Конференция имела 4 заседания и заслушала 18 докладов.

Заседание 17/I было посвящено сырьевой проблеме.

Доклад Ак. **А. Е. Ферсман. «Роль абразивной промышленности и ресурсы Союза ССР в этой области».** Докладчик подробно остановился на современном положении мирового рынка абразивных материалов, на их соотношении и росте. Ценность абразивной промышленности в целом характеризуется цифрами от 60 до 75 миллионов зол. рублей. Эта сумма делится приблизительно на три равных части, из которых первая приходится на алмаз, вторая на природные и естественные материалы и третья — на материалы искусственные. Потребление искусственных материалов растет очень быстро, при чем особенно сильный рост наблюдается в области искусственного получения карборунда.

Потребление алмаза за последние годы превышает 2 миллиона каратов, на сумму 8—12 мил. дол. в год. Однако, в поступательном развитии использования алмаза в абразионно-граверном деле кладется грань в связи с тем, что монопольное право на продажу абразионного материала находится в руках одной голландской фирмы Ван-Мопес, которая неуклонно повышала цену на этот сорт алмаза за последние годы. В связи с этим обстоятельством продолжаются усиленные попытки получить искусственный материал, имеющий целью бороться с этим монопольным владением рынка алмазом. В СССР этого природного материала нет. Вот почему для нас, как и для других стран, не владеющих месторождениями алмаза, является серьезнейшей проблемой получение искусственно тех продуктов, которые могут с ним соперничать.

Следующая проблема, которая за последние годы приобрела особый интерес, главным образом, в Америке, это проблема развития гранатовой промышленности. В 1920 г. количество гранатов, добывавшихся в пределах Америки, определялось в 5000 *m*, в последующие годы эта цифра последовательно повысилась до 8200 *m*, на каковой цифре она и стабилизировалась. Гранат до настоящего времени остается для целого ряда производств, особенно в области шкурок, одним из совершенно реальных и серьезных об'ектов промышленного использования. Американские месторождения содержат всего от 10 до 12% граната, между тем, как у нас на юге Урала в Златоустовском районе, а также возможно в Прибайкалье и в Туркестане имеется целый ряд месторождений более богатых, чем вышеуказанные.

Третья проблема — это проблема наждака и корунда. Она связана со столкновением интересов двух проблем: проблемы разработки естественных месторождений корунда и наждака и проблемы получения искусственных продуктов, об'единяемых общим именем алунда. В 1913 году корунда и наждака естественного добывалось около 50.000 *m*, а алунда — 9.000 *m*. В 1920 г. соотношение этих двух продуктов было 15 и 29, в 1922 г. — 18 и 26, в 1924 г. — 32 и 30. Одновременно с этим шел громадный рост развития карборундовой промышленности, которая с 5.700 *m* в 1913 г. достигла 16.000 *m* в 1924 году. Главная масса естественного корунда лежит в плоскости использования наждаков в Малой Азии и Греческого Архипелага. Те 50.000 *m*, которые добывались до войны, почти исключительно были связаны с этими месторождениями. Падение добычи в 1920 г. до 15.000 *m* было связано с осложнением в транспорте, в дорогих фрахтах. Однако, с окончанием войны это производство вновь растет и в 1924 году достигает 32.000 *m*. Из новых месторождений можно отметить только одну область, именно область корундовых месторождений Южной Африки, где в последние годы было положено начало крупному промышленному использованию корундовых месторождений. В то же время мы наблюдаем несомненный рост потребления алундума и всех сходных с ним продуктов в совершенно определенном

направлении. Этот рост дал громадный скачок с 1913 по 1920 г. Соотношение между природным корундом и искусственным алундом определяется совокупностью экономических факторов, каковые дают возможность разрешить задачу в том или ином направлении. Несомненно, однако, что для некоторых потребителей этого материала более дешевым продуктом является хороший наждак и хороший природный корунд, а для высоких сортов и для очень тонких марок применим окажется алунд. У нас на территории СССР мы знаем только 3 района корундовых месторождений. Таджикистанское месторождение на юге от Ходжента, очень слабое и вряд ли заслуживает особого внимания, Уральское месторождение — уже давно получило практическое применение, запасы в нем чистого корунда сводятся приблизительно к 40.000 *т* чистого материала, при чем этот материал уже в настоящее время используется на специально построенных установках около Кыштыма и, наконец, третий район, связанный с последним, открытый в Киргизских степях в Казакстане, где новые находки этого полезного ископаемого рисуют широкие перспективы и где уже предварительные результаты обследования выявили запасы порядка отдельных десятков тысяч тонн высокоценной корундовой породы.

Мы несомненно имеем на нашей территории крупнейшие и заслуживающие внимания месторождения корундовых материалов, которые обеспечивают наш рынок дешевым материалом среднего качества.

Доклад проф. **В. В. Аршинова. «Естественные абразионные камни и работа Института Прикладной Минералогии по их изучению».** Среди естественных абразивных камней, употребляемых не в раздробленном виде, различают следующие разновидности: 1) точильные и оселковые камни; 2) шлифовальные камни; 3) полировальные камни; 4) дефибрирные камни; 5) жерновые камни; 6) камни для футеровки мельниц; 7) пемзу; 8) кремень.

Точильные камни изготовляются из разнообразных горных пород: из песчаников, окремнелых известняков, кремнистых юрских известняков Баварии (ветцштейн), точильных богатых глинистым сланцем кварцев (ветцшифер), некоторых видов кварцитов и тонкозернистых вулканических пород.

Для правки особенно тонких инструментов на рынке употребляются некоторые редкие своеобразные горные породы, которые пока известны лишь в немногих местах на земном шаре (камни Арканзас, Левантийские, Саксонские). Просматривая статистические материалы по минеральному сырью, можно убедиться, что производство и потребление естественных абразионных камней за границей, хотя и пошло на убыль с развитием промышленности искусственных абразивных кругов, тем не менее достигает еще значительных размеров. Список месторождений опубликован в «Рудном Вестнике». В настоящее время этот список значительно пополнен и работа по регистрации месторождений и по их изучению ведется в Геолкоме. Но если нам неизвестны многочисленные месторождения абразивных камней, то относительное их качество, в сравнении с заграничными камнями, у нас почти не изучается. Институт Прикладной Минералогии в настоящее время и ставит в порядке своих работ такого рода исследования. Обычные испытания точильных камней заключаются в определении величины шлифующих зерен и их твердости, а также твердости связующего цемента; до сих пор испытания твердости цемента производились примитивным способом от рук наощупь — сравнением со стандартными образцами. Горно-Металлургическая Лаборатория Института имеет в виду изготовить два прибора, изобретенные в Сев.-А. С. Ш. для испытания точильных кругов, применимых также к испытанию естественных абразионных камней, и поставить испытание этих материалов в лаборатории. В результате ряда работ в Институте скопилась небольшая коллекция точильных и полировальных камней из разных местностей Союза. Эта коллекция положена в основание для Музея образцов, как русских, так и иностранных естественных точильных и полировальных камней, которая послужит Институту основанием для стандартизации товара. Ряд исследований Института ведется по заданию наших промышленных органов. По заданию Текстиль-Синдиката Институтом были разведаны и испытаны из разных местностей Союза породы полировального камня для шлифования медных валов ситценабивных машин. Испробование камней в образцах дало хорошие результаты и в настоящее время производится опыт применения камней в широком масштабе. По поручению одного кооперативного союза Институт занят изысканием породы, которая по качеству приближалась бы к финляндскому слюдяному сланцу, находившему большой сбыт для точки кос. Мельстрой обратился к Институту с предложением заняться изучением жерновых камней, кроме того, Мельстрой интересуется также месторождениями кремней, идущих на изготовление искусственных жерновов. Жерновые камни из некоторых мест, например, Бронницкого уезда Моск. губ., считались очень высокого качества и могли, по отзывам специалистов, конкурировать с французскими камнями. При наличии средств и усилий со стороны геологов, могут быть найдены очень хорошие жерновые камни среди конгломератов

и вулканических лав. Обращались в Институт также с просьбой указать месторождения дефибрирных камней; такие породы были найдены при содействии Института среди подмосковных песчаников. Из этого краткого обзора видно, что естественные абразивные материалы находят в СССР обширное применение и параллельно с работой в области усовершенствования производства искусственных абразионных кругов следует также продолжать и работу по изучению естественных абразивных камней.

Доклад проф. **А. Гатцука. «Развитие обработки при помощи абразивных веществ в современной металлопромышленности и постепенное возрастание в ней роли искусственных шлифовальных камней».** Механизация при обработке металлов абразивными веществами развивалась крайне медленно. Заметный прогресс в этом деле начинает чувствоваться только в 60-х годах пр. столетия, когда произошли два важные для техники события: с одной стороны были изобретены способы механической заточки зубцов фрез, чрезвычайно поднявшие значение этих орудий, а с другой — появились первые искусственные точила в виде наждачных кружков, оказавшиеся особенно пригодными для подобной работы. Несмотря на то, что тогдашние искусственные камни по своим качествам далеко уступали современным, они все-таки обладали значительными преимуществами для точной шлифовальной работы по сравнению с кружками естественных камней: они могли работать при сравнительно больших скоростях и с легким нажимом, им можно было придать любую форму, они были более однородны, шлифовальный материал был тверже, легко можно было варьировать крупность зерна в кругах и их твердость, применяясь к обстоятельствам. Так как наждачные круги оказались удобными и для многих других технических целей, то началась усиленная изобретательская деятельность по части усовершенствования способа их приготовления, направленная на первых порах в сторону изыскания цементирующих веществ, из которых только немногие сохранились в наше время. Особенно большое значение в области развития искусственных шлифовальных кругов имел выпуск на рынок американской фирмой Броун и Шарп универсального шлифовального станка. Станок этот своим появлением составил целую эру в инструментальном деле, сделав возможным изготовление поверхностей вращения с такой точностью, которая раньше была совершенно немыслима в технике, в связи с чем чрезвычайно упростилось и удешевилось изготовление многих калибров, а также разных точных инструментов. Станки для заточки фрез, работающие искусственными шлифовальными кругами, не остались стоять особняком. К ним присоединился целый ряд других станков: для заточки сверл, для заточки пил, для заточки инструмента, для массовой заточки резцов строго определенных форм и т. д. Появились также и универсально-шлифовальные станки разных типов. Мало по малу в обиход техники вошел целый ряд специальных станков, которые при помощи разных остроумных приспособлений дают возможность отделывать разные более сложные геометрические формы. Применение шариковых опор в технике достигло огромных размеров и успех здесь целиком был обусловлен развитием шлифовального дела. Все чаще и чаще появляются новые станки для автоматической отделки особо точных зубцов зубчатых колес. Наконец, одно из последних достижений техники по части инструментального дела сводится к тому, что для изготовления особо точных метчиков резьба целиком нарезается шлифовальных кругом на стальном закаленном стержне. Если оглянуться назад и проследить историю эволюции станков для шлифования, то прямо бросается в глаза факт тесной связи успехов в этом деле с успехами в изготовлении шлифовальных кругов. В виду этого наблюдается все время теснейшая связь между заводами, готовящими шлифовальные станки и заводами, готовящими самые круги. Можно указать много случаев, когда оба дела сливаются в одно предприятие. Точно также нужно отметить, что прогрессу в шлифовальном деле сильно помогает тесный контакт заграничной абразивной промышленности с потребителями, которые постоянно ставят новые проблемы, дающие работу как конструкторам, так и лицам, посвятившим себя усовершенствованию кругов. Если обратиться к самим кругам, то первые усилия техников были направлены на усовершенствование цементирующих веществ. Выяснилось, что для того, чтобы получить все градации свойств кругов, нельзя обойтись одним каким-нибудь веществом, а приходится работать, по крайней мере, с тремя основными группами их: по керамическому способу, с силикатными цементирующими веществами и с органическими. Каждый способ имеет свои особенные достоинства и недостатки, что делает его особенно пригодным для кругов тех или иных форм и размеров или того или иного назначения. Что же касается шлифующего материала, то сначала долгое время почти исключительно господствовал наждак.

В 1891 году американец Атчинсон получил искусственным путем карборунд и в технике появилось первое искусственное шлифующее вещество, превосходящее по своим качествам лучшие сорта наждака, и вскоре после карборунда появился на рынке и другой основной тип искусственного шлифующего мате-

риала, известного в настоящее время под названием алунда, алоксита и т. д. Мировое производство карборунда в 1926 г. составляло 30.000 *т*, в такой же цифре выражается и продукция искусственных корундов. Успех и производство искусственных шлифующих материалов много способствовали повышению качества современных шлифующих кругов, а следовательно и делу точного шлифования. Что же касается современного значения точил из естественного камня, то роль их несомненно заметно умаляется, благодаря широкому развитию применения искусственных кругов в механическом деле. Однако, на стороне их имеется очень важное преимущество — дешевизна. В виду этого на долю их остается и теперь еще очень много дела. Тщательной разведкой месторождений подобных камней в СССР и внимательной сортировкой точил можно многое сделать для будущего нашей промышленности. Бруски и оселки из естественных камней покуда еще очень успешно конкурируют с искусственными, а некоторые типы оселков являются и незаменимыми для отдельных видов доводки режущих инструментов. Наряду с применением абразивных веществ металлообрабатывающей промышленности в виде естественных и искусственных камней не теряет своего значения для некоторых специальных работ и применение порошкообразных материалов. На первом месте здесь своит шлифование и полирование для сообщения поверхностям гладкости и определенного вида. Здесь пользуются чрезвычайно большим числом шлифовальных веществ, наносимых непосредственно в виде порошков или в виде паст на шлифующие орудия. Из приемов более грубой обработки следует упомянуть о работе с пескоструйными аппаратами. Они применяются для очистки и отделки металлических поверхностей, а иногда и для острения напильников. В настоящее время уже создался целый довольно обширный класс подобных машин, предназначаемых в первую голову для потребностей литейного дела. Наконец, порошкообразные материалы применяются очень часто наклеенными на мягкую материю или бумагу в виде шкурок, наждачной бумаги и т. п. для очистки и сравнительно грубой шлифовки поверхностей.

В заключение необходимо отметить следующее. Современные достижения в области обработки металлов при помощи абразивных веществ, теснейшим образом связанных с применением этих материалов в виде искусственных шлифовальных кругов. Самые лучшие современные станки могут дать удовлетворительные результаты лишь при работе кругами, вполне подходящими для данных условий. Одной из самых неотложных очередных задач является развитие внутри страны в широком масштабе и на прочных научных началах производства шлифовальных кругов, которые, не уступая по достоинству лучшим соответственным иностранным, представляли бы в то же время достаточное разнообразие с точки зрения их типов и шлифующих свойств для того, чтобы они могли удовлетворить всем наиболее существенным потребностям различных видов промышленности.

Так как шлифовальные круги высоких качеств можно изготовить только из абразивных материалов тоже чрезвычайно высокого достоинства, а в настоящее время некоторые виды искусственных шлифовальных веществ уже заметно опережают вещества естественного происхождения по их твердости, шлифовальным свойствам и однородности, почему они и широко применяются всюду за границей для особенно ответственных кругов, то нет возможности и у нас базироваться при изготовлении кругов на одних только естественных наждаках и корундах, а поэтому необходимо организовать в СССР также и производство искусственных абразивных веществ в размерах, достаточных для покрытия потребности страны. При том, как две основные современные группы искусственных шлифующих материалов (карбид кремния, с одной стороны, и вещества из кристаллической окиси алюминия — с другой) не вполне эквивалентных с точки зрения их шлифующего действия на разные материалы и не во всех случаях практики могут быть без ущерба для дела заменены одна другой, то следует установить производство, как карборунда, так и различных видов искусственного корунда.

Хотя в последние годы весьма заметно, что мировое производство искусственных абразивных материалов растет быстрее, чем добыча естественных, однако, последние не теряют своего значения и во многих случаях являются не только экономически более выгодными, но и незаменимыми по своим особым свойствам для некоторых видов промышленности. В виду этого установление у нас производства искусственных абразивных материалов никоим образом не должно вредить начавшемуся у нас сравнительно недавно изучению имеющихся месторождений естественных материалов, организации их добычи и подробному исследованию их свойств, с целью выяснения наиболее выгодных областей их применения.

Доклад **В. С. Коптев-Дворникова. «О работах треста «Русские Самоцветы», связанных с изучением корундовых месторождений Урала».** Работы были начаты в 1925 году по инициативе акад. А. Е. Ферсмана и для их проведения был приглашен геолог Е. А. Кузнецов. За эти два года были изучены почти все ураль-

ские месторождения. Везде были произведены геологические и топографические с'емки. В настоящее время ведется обработка всего собранного материала. На Урале, к настоящему времени, единственно промышленным районом является Кыштымский, где сосредоточена трестом вся добыча корунда. Здесь мы имеем две группы месторождений: 1) Прииртяшская, состоящая из 3-х месторождений — Теченского, Кызылташского и Иртяшского; 2) Борзовская.

Все месторождения первой группы (Прииртяшской) расположены по восточному берегу озера Иртяш. В этом же районе построена обогатительная фабрика треста. Площадь всего корундоносного района около 80 *кв. км*. Каждое месторождение состоит из нескольких тел корундосодержащей породы, расположенных вблизи друг друга. Теченское месторождение состоит из двух тел, достаточно вскрытых эксплоатационными работами. Кызылташское — представлено шестью телами корундосодержащей породы, из них к настоящему моменту вскрыто только три, остальные оконтурены. Иртяшское месторождение состоит из шести тел. Максимальные размеры тел, которые известны к настоящему времени — 20—25 *м* длины по простиранию и до 15 *м* ширины. Глубина карьеров, добывающих корундосодержащую породу, доходит до 8 *м*. Минералогический состав породы для всех месторождений один и тот же: рутил, корунд, хлоротоид, апатит, диаспор, пирит, хлорит и слюда. В результате тех работ, которые были произведены, удалось подсчитать запас корундосодержащей породы. Этот запас выражается в цифре 100.000 *т*. Считая среднее процентное содержание корунда в породе 35—40%, мы получаем 35—40.000 *т* обогащенного корунда. Эта цифра запасов относится ко всем трем месторождениям и является самой минимальной. Запасы корунда несомненно не ограничиваются теми выходами, которые сейчас известны. Есть основание ожидать в этом районе находок новых месторождений на поверхности и присутствие тел корундосодержащей породы на глубине.

Борзовское месторождение расположено на 14 *км* к северу от Кыштыма. Площадь районов, в пределах которых известны жилы, равна 2 *кв. км*. Ряд жил этого месторождения в значительной мере уже выработан. До сего времени Борзовское месторождение дало около 5.000 *т* корундосодержащей породы. В настоящее время месторождение находится на такой ступени разработки, что говорить о каких-либо эксплоатационных перспективах не приходится. Если месторождение еще проработает 2—3 года, то будет уже хорошо. Главнейшие минералы, входящие в состав породы, следующие: корунд, полевой шпат, слюда. Содержание корунда в жилах колеблется от 30 до 80%.

Следует упомянуть еще об одном районе, где известны месторождения корундосодержащей породы на протяжении около 20 *км*. Этим районом является местность, прилегающая к дер. Косой Брод (близ ст. Мраморская, Пермской жел. дор.). Пока здесь эксплоатировалось только одно Коновинское месторождение. Оно представляет из себя линзу, длиной около 30 *м* и мощностью около 2 *м*, залегающую в мраморах. Минералогический состав породы следующий: рутил, корунд, пирит и слюда. Район к югу от Косого Брода еще не обследован и при дальнейших работах может подарить нас целым рядом неожиданностей.

Доклад **Б. М. Порватова. «Исследовательские работы треста «Русские Самоцветы» в области дробления и обогащения корундовых пород».** Сложность минералогического состава Уральских корундовых месторождений, как правило, исключает возможность рыночного использования их без предварительного обогащения для целого ряда абразивных изделий. Заслуживают особого внимания хлоротоидный цемент корундовых пород, его свойства и техническая оценка должны быть выявлены на специально поставленных абразивных опытах.

Размер корундовых зерен в породе колеблется в пределах около 0,2 *мм*, поэтому предел дробления породы устанавливается не ниже 48 меш. Работами треста с полной ясностью обнаружена зависимость между процентным содержанием корунда и размером зерен, получаемых при размоле корундовой породы.

Зерна свыше 1 *мм* представляют собой микро-брекчии того же процентного содержания корунда, что и исходная порода. Несколько обогащаются при рассеве промежуточные номера. Более мелкие номера (— 100) содержат меньшее количество корунда, чем исходная порода.

Сравнительное изучение внешних форм корундовых частиц, получаемых при дроблении на приборах самых различных систем, показало остроугольность их очертаний.

Обогащение корундовых пород: а) Борзовская корундовая порода при содержании корунда от 50—70% дает обогащенный конечный продукт на столах Вильфлея, с последующей магнитной сепарацией, с содержанием корунда от 92 до 97%. Выход корунда в концентрате от общего количества корунда в породе составляет в среднем 85%. б) Теченская корундовая порода при содержании корунда в породе от 35—50% дает обогащенный продукт от 70 до 90% в зависимости от характера породы. Выход корунда в концентрате составляет в сред-

нем 75%. в) Обогащение Кызылташской корундовой породы составляет особую проблему, в виду чрезвычайно сложного ее состава. Главные минералы, слагающие породу — хлоротоид, корунд и пирит; в меньшем количестве присутствуют минералы — хлорит, серицит, железнорудные минералы и рутил. По предварительным опытам обогащения Кызылташской корундовой породы на столе Дейстера, с последующей магнитной сепарацией, получен конечный продукт чистотой свыше 70%, при содержании в исходной породе корунда от 35 до 50%.

Сапфиритовые разности, сильно обогащенные синеватым корундом Кызылташского месторождения, дали при обогащении на столах Дейстера, с последующей магнитной сепарацией, продукт чистотой в 98,5%.

Все указанные выше абразивные материалы после обогащения могут быть химической обработкой доведены до содержания в них корунда — 99%.

Результаты обогащения уральских корундовых пород показывают:

а) Полную возможность непосредственного использования после размола однородных плотных разностей корундовых пород при среднем содержании 40—60% корунда для магнезиальных изделий, для наждачных шкурок, для мельничных жерновов, а также для обдирки и шлифовки металла.

б) Обогащенный продукт всех Кыштымских корундовых месторождений, средних классов помола, может быть использован для ответственных керамических изделий, наравне с лучшими сортами алунда, которые он превосходит своей чистотой.

в) Крупные помолы уральских корундовых пород, благодаря небольшой величине зерен корунда (— 0,2 *мм*) могут быть применены лишь при наличии крепкого цемента.

г) Тонкие помолы (— 100 меш.) корундовых пород, могут быть использованы только после обогащения. Получение высокопроцентных тонких номеров возможно путем применения комбинированных методов обогащения: флотационного и химического.

д) Для выполнения тонких шлифовальных и полировочных работ и для нужд оптических заводов в настоящее время может быть применен Уральский сапфиритовый корунд и корунд Семиз-Бугузского месторождения, который почти не требует обогащения. Учитывая крайне незначительный спрос тонких помолов (160—200 *т* в год), следует признать полную обеспеченность нашего рынка этим сортом абразивного материала. Для керамических изделий могут итти обогащенные разновидности Уральского корунда и, вероятно, Семиз-Бугузский корунд даже в необогащенном виде.

Доклад **М. П. Русакова. «Корундовое месторождение Семиз-Бугу в Киргизской степи».** В Киргизской степи имеется большое месторождение корунда в урочище Семиз-Бугу, в 300 *км* к ю.-з. от Павлодара, впервые открытое Геолкомом летом 1926 года [1]). Месторождение с севера и юга ограничено двумя логами, площадь корундоносного делювия размером до 35.000 *кв. м.* Полоса коренных выходов корундовых пород простирается по склону на 240 *м*, ширина меняется от 8 до 15 *м*. Небольшие разведки в 1926 году показали, что месторождение в верхах своих сильно подработано процессами образования элювиальных продуктов, но жилоподобная масса всего месторождения, круто падающая, вырисовывается очень ясно. С минералогической стороны месторождение изучено пока не полно, но в список минералов-спутников уже можно ввести следующие минералы: кварц, слюды, железный блеск, пирит, полевой шпат, карбонат, циркон, магнезит, диаспор. По структуре и сложению своему корундовые породы Семиз-Бугу, в большей части, средне- и мелкозернисты; массивное сложение преобладает. Анализы корундовых пород, произведенные в лаборатории Геологического Комитета, полностью подтверждают указанный выше минеральный состав корундовых пород.

Сравнение корундовых пород Семиз-Бугу с заграничными и уральскими материалами показывает, что породы эти являются исключительно богатой формой абразивного сырья и повидимому даже без всякого обогащения могут выпускаться на рынок, как в кусковом, так и в молотом виде. Техническое опробование этих пород в лаборатории треста «Русские Самоцветы» показало, что они способны, при достаточно грубом измельчении и простом взбалтывании проб, обогащаться за счет уноса сравнительно легких чешуек мусковита; при этом получается продукт в 98—99% чистоты. Форма зерен остроугольная, обещающая хорошие абразионные свойства молотого материала. Последний, под названием «сапфирита», повидимому, не будет уступать лучшим сортам искусственного заграничного материала. По содержанию Al_2O_3 и ничтожному содержанию Fe_2O_3 сорта эти обещают сравняться с лучшими марками алундума.

[1]) Первое указание на корунд в Киргизских степях сделал проф. С. Ф. Глинка, см. «Минеральное Сырье» № 1 за 1926 г.

Действительные запасы корунда в Семиз-Бугу должны измеряться цифрой в несколько тысяч тонн. Возможный запас этого месторождения выражается, примерно, в 24.000 тонн корунда, при чем много шансов за то, что эта цифра является минимальной. Горно-технические условия для добычных работ почти идеальны. Месторождение на большую глубину может быть выработано открытыми разрезами без водоотлива. Работа на более глубоких горизонтах легко осуществима при помощи штолен. Озеро Чолкар лежит в 2 *км* от месторождения, что важно в отношении возможности устройства здесь обогатительной фабрики. Провоз груза до Павлодара по зимнему пути не превысит 50—60 коп. за 16 *кг*.

В общем все говорит за необходимость детальных разведок на месторождениях корунда в Семиз-Бугу, при чем эти разведки должны уделить внимание и делювиальной площади, могущей оказаться очень ценной.

Техническое испытание корунда в заводском масштабе тоже одна из очередных задач для Семиз-Бугу. Учитывая всю важность месторождения Семиз-Бугу, трест «Русские Самоцветы» уже предпринял конкретные шаги к закреплению месторождения за собой и проведению широких разведочных добычных работ на месторождении летом 1927 года. Соглашение с Геологическим Комитетом о руководстве этими работами уже достигнуто и сейчас трестом предпринимаются уже шаги к испрашиванию на это необходимых средств из ВСНХ.

Доклад инж. **А. М. Хандверкер. «Вопрос о качестве шлифовальных кругов завода Ильич».** Завод «Ильич», увеличив значительно постройкой новых печей производственную мощность завода б. Струк, выпустил в 1924—25 году 400 *т*, в 1925—26 году — 950 *т* и в 1926—27 году предполагает выпустить 2.000 *т*, т.-е. покрыть полностью существующую потребность Союза.

При таком расширенном и все расширяющемся применении кругов, когда круг делается необходимейшим инструментом, становится весьма актуальным вопрос о качестве выбора кругов. Усилия, которые приходится преодолевать кругу при той или иной работе, различны и, в зависимости от условий работы, круги должны применяться разных степеней твердости. В соответствии с этим требованием завод изготовляет круги семи степеней твердости от весьма мягкой до весьма твердой.

Причинами неудовлетворительности в работе кругов могут быть дефекты в производстве — круг неудовлетворителен вообще; неправильная маркировка — на круге обозначена твердость связки несоответствующая действительности — круг пригоден, но не для работы, для которой он изготовлен по маркировке.

Во избежание неправильной маркировки, круги все же проверяются на сопротивление, оказываемое кругом внедрению в него особого штопора. Конечно, такая проверка, будучи индивидуальной, не может быть безошибочной, чем и об'ясняются имеющие место случаи неправильной маркировки. Помимо внутренних мероприятий, контролирующих качество кругов, заводом приняты и проводятся следующие меры: 1) всем заводам-потребителям кругов были разосланы анкеты (1000 шт.) о работе кругов. Данные этих анкет должны были дать возможность судить не только о качестве, изготовляемых заводом «Ильич» кругов, но и исследовать, правильно ли ведется работа и дать потребителю указания, как следует работать и поставлять ему круги в соответствии работы заказчика; 2) издание руководства по выбору и целесообразному применению кругов; 3) устройство Испытательной Лаборатории по научному исследованию кругов в работе и накопление опытных научных данных; 4) командировка своих представителей на заводы потребителей, с целью установления более тесного контакта и выяснения потребностей заказчика, а также и инструктирования их.

Доклад инж. **А. Н. Спижарного. «Результаты сравнительных испытаний точильных кругов завода «Ильич» и заграничных, на работе по заточке рамных и круглых пил лесопильного производства».**

Заседание 18/I. Доклад инж. **Д. И. Коварского. «Шлифовальные круги и безопасная прочность и метод их исследования».** Минимальным обязательным запасом прочности (коэф. безопасн.) надо считать десятикратный, при чем, этот запас может быть конкретно достигнут непреувеличенных рабочих скоростей.

Максимальными безопасными рабочими скоростями следует считать для кругов вулканитовых (с резиновой связкой) — 30 *м/с*, а для прочих — 25 *м/с*.

На автоматах и при внутреннем шлифовании, в виду более спокойной и менее опасной работы, рабочие скорости могут быть увеличены на 20%.

Все круги, более 4-х дюймов в диаметре, подлежат предварительному испытанию вращением в течение 30 минут, при скорости, превышающей максимальную рабочую на 75%. Круги неизвестных качеств и материала подлежат испытанию в течение 30 — 20 минут, при скорости, превышающей максимальную рабочую на 100%.

Доклад инж. **И. Н. Масляницкого. «Опыты изготовления алунда из Тихвинских бокситов».** Исследованием К. Ф. Белоглазова было установлено, что доставленный заводом «Ильич», русский алунд оказался весьма низкого качества с содержанием Al_2O_3 — 74,1%, в порошке № 100 и 87,8% в отдельных кристаллах. Между тем, как английский алунд содержит Al_2O_3 — 97,16%. Последующими опытами в Горном Институте, из нескольких сортов Тихвинских бокситов с содержанием Al_2O_3 не более 50%, был получен алунд, с содержанием Al_2O_3 от... 92 до 95%.

Первые пробы давали, однако, продукт слабой абразивной способности, последующими же плавками удалось получить алунд, не уступающий английскому, как по составу, так и по свойствам.

Основываясь на литературных данных и опытах инж.: И. Н. Масляницкого, П. П. Порфирова в Электро-Металлургической Лаборатории Л. Г. И., можно сказать, что из Тихвинских бокситов, сорта «прима» и I, можно получить алунд без всяких затруднений, технического характера. Однако, для правильного решения проблемы использования Тихвинских бокситов в качестве сырья, для получения алунда, должны быть поставлены на разрешение следующие вопросы: 1) правильно ли поставлено опробование месторождения Тихвинских бокситов, с целью выяснения: а) характера залегания сортов «прима» и I и возможности их эксплоатации, не затрагивая низкосортных бокситов; б) возможности постановки ручной рудоразборки и последующего механического обогащения, с целью улучшения качества сырья; 2) продление опытов в Институте Механобр по механическому обогащению бокситов. Разрешение этой проблемы дает промышленности возможность утилизировать II и III сорта; 3) постановка опытов по выплавке алундума в заводском масштабе в 100 — 200 *kw* печи.

Эти опыты должны дать ответ: какое предельное содержание примесей в бокситах, при котором еще экономически выгодно получать хороший абразионный материал.

Только после проведения всех этих работ можно будет дать точную и окончательную характеристику Тихвинских бокситов, как сырья, для получения алунда.

Доклады: **К. В. Князева** (Южуралтрест). **«О постройке завода искусственных шлифовальных камней на Урале»** и инж. **А. М. Хандверкера. «К вопросу о постройке завода искусственных шлифовальных материалов».**

Доклад **К. В. Князева:** 1) Дальнейшее развитие наждачной промышленности в широком масштабе должно иметь место на Урале около существующих наждачных предприятий. За это говорит местонахождение сырья и выгодное географическое положение вообще.

2) Завод искусственных точильных материалов (алунда, карборунда) целесообразно было бы поставить около Саткинского завода Южно-Уральского треста (в 90 *км* от Златоуста по ж. д.), Здесь выгодно можно использовать водяную энергию озера Зюраткуль и получить дешевую электрическую энергию для алундового завода. Избыток электрической энергии пойдет на производства ферро-сплавов, в которых металлургическая промышленность страны также весьма нуждается.

3) Для дальнейшего и быстрого развития наждачного производства, вполне достаточно имеющихся двух заводов: завода «Ильич» (б. Струк), с производительностью до 2000 *т* и Златоустовской фабрики искусственных точил, с расширением ее производительности до 1000 *т*. Эти 3000 *т* вполне обеспечат потребность страны на ближайшее десятилетие. При чем, нет препятствий и для дальнейшего, еще большего расширения Златоустовской фабрики искусственных точил, если бы в этом явилась надобность.

4) Златоустовская фабрика искусственных точил по целому ряду обстоятельств, перечисленных ранее, заслуживает особенного внимания в отношении необходимости скорейшего ее расширения до масштаба государственного значения.

5) Уральские корундовые породы не могут служить исчерпывающей базой для производства точильных кругов высокого качества (керамиковых). Роль их в этом отношении довольно ограничена и определяется обслуживанием мелким порошком (от № 60 и тоньше), очищенного корунда для кругов среднего и преимущественно малого размеров. Однако, это сырье, для лучшей его эксплоатации необходимо подвергать обогатительной обработке для обслуживания мелким зерном чистого корунда прочих потребностей (кроме жерновов).

Для осуществления мероприятий, намеченных в настоящем докладе, Южно-Уральскому тресту потребуется средств, согласно приведенных ориентировочных соображений:

1) На использование водной энергии Саткинского района, сооружением четырех гидро-электрических станций на 8700 HP	5.290.000
2) На постройку алундового завода около этой гидро-электрич. станции, в Сатке, с расходом электрич. энергии 3300 *kwh*.	1.097.000
3) расширение Злат. фабрики искусственных точил	750.000
Всего	7.137.000

Из исчисленных 7.137.000 р., охватывающих использование всей водной энергии оз. Зюраткуль, р.р. Большой и Малой Сатки, на организацию производства, собственно, абразивных материалов и изделий на Южном Урале потребуется:

1) От общих затрат на гидро-электрические сооружения и установки (см. стр. 515)	2.736.000
2) На алундовый завод	1.097.000
3) На расширение наждачной фабрики	750.000
Итого	4.583.000

Доклад инж. **А. М. Хандверкера.** В виду большого сравнительно потребления электроэнергии, стоимость последней не должна быть выше 3 — 4 коп. за *kwh*, чему собственная станция, при общей полезной мощности в 4200 *kw*, не может удовлетворить. Дешевая энергия в Ленинграде, наличие в Ленинграде завода искусств. шлифующих материалов, возможность устройства нового завода, как часть завода «Ильич» и, в связи с этим, уменьшение основных и эксплоатационных расходов, предрешают вопрос о выборе места для завода. Общая стоимость капитальных затрат при постройке завода «Ильич» определяется в Руб. 1.214.500 (из них здание Р. 555.500 и оборудов: 659.000 р.). При числе рабочих 111 чел. и служащ. — 17 чел., полная стоимость годового производства 4000 тонн искусств. шлифующ. материалов, по заграничным ценам, оцениваемых в 1.540.000 и франко-завод, Ленинград исчисляется в 1.467.040 рублей.

Доклад **А. Ф. Шуппе. «О возможности применения отечественных наждаков для изготовления шлифовальных кругов».** СССР *в отношении шлифующих* материалов находится в совершенно иных условиях, чем Америка. Дешевой водяной энергии, в настоящее время, почти нет. Имеется лишь одна гидравлическая установка на Урале, на реке Сатке, где энергия обходится не полных 0,5 коп. за *kwh*. Но за то мы обладаем в месторождениях Теченской группы, мощными залежами наждака и, повидимому, открываются в этом отношении блестящие перспективы открытых в прошлом году богатых залежей корунда в Киргизской степи, около Семиз-Бугу. По цене наши Теченские наждаки обойдутся нам значительно дешевле, чем они стоют в Америке, так, например, при 15 к. 16 *кг* наждачной породы выход из нее около 40% корунда, и, принимая стоимость размола и обогащения около 60 к. на 16 *кг* готового продукта, провоз до станции около 12 к., упаковку 10 к., молотый и обогащенный наждак обойдется себе в вагоне фр. Кыштым 73 руб. тонна, а в Ленинграде на ст. 104 р. тонна, а со всеми расходами, не дороже 120 руб. за тонну.

Согласно ориентировочной смете Златоустовского завода, тонна алунда в Саткинском заводе должна обойтись в 196 руб., а с упаковкой и провозом до Ленинграда, обойдется фр.-станция около 235 рублей.

По смете завода «Ильич», при выплавке 3000 *т* алунда и 1000 *т* карборунда, общая стоимость тонны искусственного шлифовального материала исчислена в 367 р. Принимая стоимость карборунда в 1,5 раза выше, чем алунд, стоимость тонны алунда обойдется около 320 р. за тонну. Таким образом, стоимость алунда в Ленинграде обойдется дороже обогащенного молотого наждака, при изготовлении алунда в Саткинском зав., почти в 2 раза, а при заводе в Ленинграде в 2,7 раза. В Сев. Америке как мы видели, наоборот, молотый наждак в 1,5 раза дороже алунда.

Все указанные факты и обстоятельства невольно наводят на мысль, как о возможности, так и о необходимости, если не полностью, то хотя в известной части, может быть в очень большой, заменить применяемые ныне заводом «Ильич» для изготовления шлифовальных кругов исключительно искусственные *шлифовальные материалы нашими наждаками. Для выяснения степени возможности* заменить этими наждаками искусственные и шлифовальные материалы, следует произвести ряд правильно поставленных опытов по обогащению этих наждаков и по практической работе шлифованием кругами из обогащенного наждака и параллельно, из алунда и карборунда, при участии Механобра, Геолкома, Керамического Института и какого-либо механического завода. Эти опыты крайне необходимы для решения вопроса о постройке завода по выделке искусственных шлифовальных материалов и его размере в случае его постройки.

Доклад инж. **А. В. Тарновского. «Основные пути строительства абразивной промышленности».** Основные положения его доклада: в Союзе имеются два полюса производства абразивных изделий: в Ленинграде, на зав. «Ильич» (б. Струк), из импортных искусственных материалов и в Златоусте — на естественных, поставляемых трестом «Русские Самоцветы».

Производство исключительно абразивных материалов целесообразно и необходимо децентрализовать; в соответствии с вышеизложенным, в первую очередь, в Ленинграде на токе от Волховстроя должен быть построен завод «Ильич», цех по производству 3000 *т* искусственных корундов из Тихвинских бокситов

и 1000 *т* карборундов в год. По мере того, как на Южн. Урале будет построена районная электростанция и будут найдены надежные месторождения бокситов, непригодных, может быть, для получения аллюминия, но достаточно удовлетворительных для фабрикации искусственного корунда, должен быть создан второй цех, исключительно абразивных материалов, в составе Южуралтреста для Златоустовской фабрики искусственных точил.

Златоустовская фабрика исключительно точил Южуралтреста, являющаяся в данный момент потребителем естественного сырья, должна заняться: а) изучением рынка изделий из естественных абразивных материалов и, в первую очередь, нужд мукомольного дела; б) поставить у себя также керамиковое производство абразивных кругов из искусственных материалов, поставщиком которых на первое время должен стать завод «Ильич», а пока питаться, частично импортом, исключительно абразивных материалов.

Следует признать необходимым, в целях удешевления сырья, централизовать не только первичное обогащение, но и дробление естественных абразивных материалов в одном месте (в настоящее время этим делом занимаются и «Златоуст» и «Русские Самоцветы» и «Мельстрой».

Развитие производства шкурок на бумаге и полотне в порядке дублирования производства — может быть допущено лишь после того, как будут исчерпаны производственные возможности существующего оборудования на заводе «Ильич». В случае постройки нового завода шкурок, наиболее подходящим местом является Москва.

Доклад **В. Л. Андреева: «Установления методов оценки качества абразивного сырья для мукомольной промышленности».** Мельстрой является одним из больших потребителей абразивных материалов. Поставляя свою продукцию с.-х. промышленности, Мельстрой считает, что он должен ее поставлять как можно дешевле, между тем, себестоимость пары жерновов составляет 150 руб. и перед Мельстроем встала проблема заменить другими, более дешевыми породами те, которые употребляются в изготовляемых искусственных жерновах. Разрешение этой проблемы взял на себя, по просьбе Мельстроя, Институт Прикладной Минералогии.

Вторая задача — это обеспечение мукомольной промышленности абразионными материалами хорошего качества. Возможно, что проблема граната решит этот вопрос. Следующий серьезный вопрос — это вопрос влияния цементирующего вещества. Вопрос цемента еще не проработан и известные достижения в этом направлении могут быть сделаны, что доказывают работы наших лабораторий. Следующий существенный вопрос — это вопрос дробления. Дробление обходится в настоящее время очень дорого, так как щеки для дробилок Блека заграничные, работали по полтора года, щеки же отечественного производства работают одни сутки, Конференции необходимо оказать содействие нашей промышленности в этом направлении, а также и в разработке наилучшей схемы дробления. Следующий существенный вопрос — это утилизация отходов в виде наждачной пыли, которая получается в количестве около 30%. Мукомольная промышленность имеет такой ценный материал, как наждачная пыль и не знает куда его девать.

Доклад. проф. **А. К. Зайцева. «По вопросу об организации систематического изучения шлифовальных кругов и работы с ними».**

РЕЗОЛЮЦИИ. I. Об организации изучения абразивных материалов и мерах к улучшению качества абразивных изделий. Учитывая необычайную сложность проработки вопросов сравнительно молодой абразивной промышленности и что разрешение, сталкивающихся здесь разнородных и противоречивых интересов отдельных элементов нашего хозяйства возможно при постоянном организационном наблюдении, — возбудить вопрос о создании при НТУ Научно-Технического Совета по Абразивной Промышленности.

Основными заданиями этого Совета должны быть: 1. Установление правильных соотношений внутри самой промышленности, между поставщиками сырья, производителями фабрикатов и потребителями последних. 2. Научное разрешение весьма сложных вопросов производства испытания и целесообразного применения абразивных изделий, установление возможных норм, как приемки материалов, так и изделий, так и надзора, и контроля над производством, и более тесного контакта потребителя с производителем. 3. Организация и усиление заводских лабораторий, существование которых в данной отрасли является насущной необходимостью и широкая постановка научно-исследовательской работы в виде создания центральной специальной лаборатории, задачами которой должны быть не только изучение всех сложных вопросов абразивного дела, не только изучение искусства резать металлы камнем, как первоочередной и специальной задачи, но и подготовка, как научных специалистов, так и практиков и контролеров и инструкторов в производстве и потреблении, а также организация спе-

циальной лаборатории по изучению связок и изготовлению кругов. Срочное изучение цементирующих веществ для керамических кругов и методов изготовления их. 5. Установление твердого источника систематического и планомерного финансирования научно-исследовательской работы. 6. Широкая пропаганда абразивных знаний, путем издания результатов исследования, обследований и имеющейся иностранной литературы.

II. О промышленном строительстве в области использования абразивных материалов. В целях освобождения абразивной промышленности от существующей тесной зависимости от заграницы и в целях улучшения качества шлифовальных кругов, признать необходимым в срочном порядке приступить к организации производства искусственных абразивных материалов.

Принимая во внимание необходимость органической связи производства искусственных шлифующих материалов с производством кругов, наличие в Ленинграде научно-технических лабораторий и институтов, занятых изучением проблем абразивной промышленности, на содействие которых должно опираться в постановке и ведении производства материалов и изделий, близость к Ленинграду исходного сырья — Тихвинских бокситов, возможность получить дешевую электроэнергию Волхова, — считать наиболее целесообразным организацию производства искусственных абразивных материалов на заводе «Ильич».

Учитывая отсутствие в стране установленных методов в целях наиболее рациональной постановки производства и избежания потери времени, считать весьма желательным использование технической помощи заграничных фирм, занятых производством искусственных абразивных материалов и имеющих в этой отрасли необходимые опыты и навыки.

Конференция считает, что при развитии абразивной промышленности введение в промышленный оборот других видов сырья, кроме наждаков, именно бокситов, является несомненно обстоятельством, побуждающим к скорейшему установлению собственного производства алунда, как способствующего, наравне с использованием бокситов и для других целей, наиболее рациональному использованию собственного сырья.

Учитывая ненормальный расход сырья при изготовлении кругов холодным способом (магнезиальные) и невозможность получить при таком способе изготовления кругов надлежащего качества, конференция считает необходимым расширение существующего в Златоусте производства керамиковых кругов.

III. Об абразивном сырье. I. Конференция констатирует, что естественные абразивные материалы в переживаемых Союзом условиях будут долгое время господствовать и иметь преимущество перед искусственными как по своей дешевизне, так и по своей большой доступности, главным образом, в простейших отраслях народного хозяйства. 2. Конференция указывает на весьма слабую, а для отдельных родов абразивных материалов и полную неизученность, как самих месторождений, так и технических свойств материалов и фабрикатов, и считает в первую чередь небходимым научную постановку исследовательских работ в этой новой отрасли нашей промышленности. 3) Из трех групп абразивных материалов: конрундово-наждачных, гранатовых и каменно-кварцевых, конференция в первую очередь обращает внимание на корундовые материалы.

Конференция считает, что: а) запасы корундовых материалов, уже выявленных в пределах Союза, обеспечивают потребность Союза на ближайшее время, но требуют дополнительных разведочных работ на Урале и срочной постановки детальных промышленно-разведочных и поисковых работ в районе Семиз-Бугу (Киргизская степь), на что она обращает внимание Геологического Комитета. б) Конференция, констатируя возможность получения удовлетворительных результатов по обогащению корунда трестом «Русские Самоцветы», считает необходимым эти работы продолжать. в) Конференция считает нужным, чтобы фабрика по обогащению корунда «Русские Самоцветы» на Урале, которая во 2-м квартале начинает работать, особенно в первое время тесно была бы связана с научно-исследовательским контролем и выпускала бы корунды всех №№, потребных для нужд нашей промышленности, обращая особенное внимание на выпуск крупных номеров сортов в количестве, потребном промышленности. г) Конференция указывает на необходимость геолого-поисковых работ по отысканию источников для получения гранатовых абразивных материалов и на исследование последних. 4. Учитывая огромное значение для сельского хозяйства и ряда других отраслей промышленности естественных абразивных материалов и порошков и существующие в Союзе значительные кустарные производства, конференция обращает внимание Геологического Комитета, Института Прикладной Минералогии и Металлургии и Горметлаба на необходимость: 1) учетно-экономического обследования этой отрасли промышленности; 2) разведочных и поисковых работ на более серьезные месторождения и 3) систематическое сравнительное изучение технических свойств и областей применения этих материалов одними

и теми же методами параллельно с геологическими и петрографическими их исследованиями.

IV. **Об организации станкостроения для работы абразивными материалами.** В видах ослабления нашей зависимости от заграницы, желательно в ближайшем будущем установление у нас регулярного производства хотя бы наиболее ходовых станков для работы абразивными материалами, при чем, как учит пример западной промышленности, этот вид машиностроения должен, в интересах успеха, стоять в ближайшем контакте как с предприятиями, применяющими у себя подобные станки, так и с заводами по переработке абразивных материалов и изготовлению из них кругов.

V. **Об опубликовании трудов конференции.** Придавая большое значение абразивной промышленности, тесно связанной своими изделиями почти со всеми видами промышленности и учитывая почти полное отсутствие на русском языке материалов, освещающих работы в этой отрасли, конференция считает, что заслушанные доклады и выдвинутые проблемы, проекты промышленного строительства, а также и обмен мнений на конференции по этим вопросам, представляют актуальный интерес для научно-технических работников и для широких промышленных кругов.

Конференция, в силу этого, обращается с просьбой к Президиуму НТУ о срочном опубликовании работ конференции с привлечением к материальной поддержке изданий этих трудов заинтересованных промышленных предприятий.

Инж. С. А. Криворуков.

КЛУБ ГОРНЫХ ДЕЯТЕЛЕЙ. Резолюции по докладам: 4/III—27 г. горн. инж. **А. И. Крылова** на тему: **«Задачи развития драгостроения в СССР».** 1. В виду наличия в различных районах СССР значительного количества россыпей, пригодных исключительно для дражной разработки, дражное дело должно сыграть важную роль в восстановлении нашего золото-платинового промысла и увеличения фонда драгоценных металлов в СССР. 2. Для установления целесообразного направления и размеров драгостроения необходима организация возможно широких разведок россыпей, которые выявили бы и уточнили бы наши рессурсы по золоту и платине, с выяснением всех особенностей этих россыпей, влияющих на выбор типа и размеров драги. 3. В целях освобождения от зависимости от заграницы необходимо скорейшее создание специального центра драгостроения на Урале, с учетом оптимальных для этого условий.

При организации этого дела должен быть максимально использован весь опыт, имеющийся в русской довоенной и современной практике дражных работ и драгостроения (Путиловский, Невьянский заводы), применительно к обычному типу наших россыпей, а также географическим, климатическим и т. п. условиям.

11/III—27 г. инж. **С. А. Подьяконова** на тему: **«Аналитический метод подсчета буровых скважин на россыпных месторождениях».** 1. Констатировать, что инж. С. А. Подьяконовым, для производства разведок буровыми приборами Кийстона и Эмпайр, разработан метод систематического точного наблюдения за ходом разведочного процесса в скважине и, исходя из этого, построен новый метод подсчета буровых скважин. Последний, базируясь на записях наблюдений, выводит из них аналитически поправочные коэффициенты для полученных при бурении проб с целью определить действительное содержание золота в пласте. 2. Признать, что изложенный метод подсчета скважин, названный докладчиком «Аналитическим», представляет большое достижение в области разведочного дела, вводя вместо применяемых ныне огульных эмпирических коэффициентов твердые, выведенные из наблюдений, цифры, индивидуальные для каждой четверти пласта каждой отдельной скважины. 3. Констатируя значительно бо́льшие цифры содержания, которые получаются при других практикуемых методах подсчета скважин, признать, что подобное преувеличение практикуемых подсчетов над действительным содержанием россыпи отмечается всеми практиками золотого дела и отметить большую осторожность в этом отношении, даваемую аналитическим методом инж. С. А. Подьяконова. 4. В виду намеченного на ближайшие годы крупного развития в СССР разведочных работ на золото и платину, признать весьма важным опубликование доклада инж. С. А. Подьяконова в печати для ознакомления с ним широких производственных кругов. 5. Отметить, параллельно с настоящим докладом, необходимость обратить внимание работников горноразведочного дела на необходимость более широкого изучения и использование 20'' Невьянского бура, который по размеру даваемой скважины, по крайней простоте устройства и экономичности работы, а равно точности даваемых результатов заслуживает самого широкого распространения.

1/IV—27 г. инж. **Б. Ф. Гриндлера** на тему: **«О предупреждении массовой гибели горнорабочих при пожарах и взрывах в рудниках».** Доклад отмечает необходимость: 1) Создания в рудниках различных устройств, позволяющих

горнорабочим укрыться в случае невозможности немедленно выйти из шахты и переждать до того момента, когда будет налажено проветривание, так как иначе не пострадавшие от взрыва рискуют быть отравленными ядовитыми газами. К числу таких устройств относятся: а) каменные блоки с дверями для изоляции любого крыла или пласта от общей системы проветривания; б) отдельные изолированные выработки и в) спасательные камеры. 2) Уменьшение и даже временное прекращение проветривания во избежание раздувания пожара и быстрого разноса продуктов взрыва или горения по всем выработкам. 3) Составление специальной инструкции для горнорабочих с постановлением, как они должны поступать и что делать во время взрыва или пожара в шахте. 4) Сохранение об'единенного руководства и ответственного управления всеми горно-спасательными станциями и пунктами и недопущение расстройства деятельности существующей в настоящий момент организации горно-спасательного дела в Донбассе, в связи с предполагаемой передачей в НКТ Мокеевской Центральной Горно-Спасательной и Научно-Исследовательской Станций.

Постановили: Считать постановку вопросов, затронутых Б. Ф. Гриндлером и И. М. Печук в их докладе, своевременными и просить Мокеевскую Станцию заняться проработкой и конкретизацией мероприятий, особенно же в части устройства газоубежищ и составления инструкции для горнорабочих.

Что касается организации горно-спасательного дела, то КГД считает, что ответственное руководство всем горно-спасательным делом, во избежание параллелизма и трений в случае разделения определенных функций между ВСНХ и НКТ при превращении Мокеевской Станции в Институт и намеченной организации, должно быть, во всяком случае, централизовано, с сохранением управления станциями и спасательными пунктами в одном ведомстве.

29/IV—27 г. **Н. С. Михеева** на тему: **«Месторождения каменных углей восточного склона Среднего Урала».** 1. Признать соображения докладчика в пользу необходимости постановки солидных разведок на Урале для установления истинного характера и промышленного значения каменноугольных месторождений на восточном его склоне заслуживающим полного внимания. 2. Сообщить тезисы по докладу соответственным Центральных и Уральским учреждениям с просьбой подвергнуть их обсуждению. 3. В частности просить Геологический Комитет высказать свои соображения по поводу основных положений доклада и намечаемого в нем плана разведочных работ.

Н. М.

XV Международный Геологический с'езд. От Бюро XIV Сессии Международного Геологического С'езда, имевшей место в Мадриде в мае 1926 г., получено извещение, что согласно приглашению со стороны правительства Южно-Африканского Союза, XV Сессия состоится в течение 1929 года в Претории.

За справками и подробностями, а также с предложениями надлежит обращаться по адресу: Pretoria, P. O. Bot 401 Geologial Survey of the Union of South Africa.

И. Р.

Рост добычи минерального сырья в Мексике.

	1924 г.	1925 г.
Золото	24 647 *кг.*	24 451 *кг.*
Свинец	164 140 130 »	171 767 429 »
Серебро	2 844 104 »	2 889 128 »
Медь	49 113 194 »	49 553 644 »
Цинк	18 936 336 »	45 770 328 »
Ртуть	36 665 »	38 721 »
Сурьма	774 567 »	1 399 483 »
Мышьяк	1 293 436 »	3 948 564 »
Олово	8 849 »	1 033 »
Графит	8 023 417 »	5 839 226 »

Eng. and Min. Journ. Pr. 1926 г. p. 256.

В. Л.

Калий в Техасе. Большое внимание в С. Америке обращает на себя глубокое бурение, произведенное Геологическим Комитетом С.-А. С. Ш. на калий в западной части Техаса, в 500 милях от Гальвестона.

В 1924 г. Геологический Комитет, продолжая начатое бурение, встретил пласты с содержанием K_2O до 22,9%, при чем обнаружено присутствие полигалита;

при бурении в Грант-Кенти (Ута) был встречен карналлит на глубине 3,150 ф. и более. Залегание пластов с K_2O, имеющими промышленное значение, в западном Техасе начинается с 900 ф., максимум достигнут на глубине 1 800 ф. в то время, как в Германии глубина залегания калиевых пластов — 3 500 ф. до 5 000 ф., в Эльзасе 1 700 ф. до 2 200 ф. Разведки продолжаются.

Eng. and Min. Journ. Pr. 1926 г. № 14 p. 541.

В. Л.

Добыча калия. Согласно отчету Sellards, посетившего калиевые рудники Германии, Франции и Испании, в Германии остановили работу более двух третей калиевых рудников. Интенсивно работают теперь по добыче калия лишь в Германии и во Франции, начаты работы в одном руднике в Польше и в одном в Португалии; в этих четырех местах сосредоточено около 97% мировой добычи.

Eng. and Min. Journ. Pr. 1926 г. № 14 p. 541.

В. Л.

Депрессия селитровой промышленности Чили. В начале 1926 г. в Чили было 91 предприятий по разработке месторождений селитры, к концу июля их осталось 49. В течение последних месяцев вывоз был значительно меньше, чем добыча, и запасы селитры в портах увеличились до необычно крупных размеров.

Eng. and Min. Journ. Pr. 1926 г. p. 471.

В. Л.

Увеличение добычи глин в С.-А. С. Ш. в 1925 г. Количество глины, проданной промышленниками в С.-А. С. Ш. в 1925 г., достигало 4 030 420 *кг*, на сумму 12 736 632 доллара, т.-е. 3,16 д. за тонну; сравнительно с 1924 г. количество увеличилось на 9%, стоимость на 11%. Сюда не включена глина, использованная самими производителями на своих заводах.

Наивысшего сорта глины, каолина в 1925 г. продано 316 319 *кг*, на сумму 3 220 719 долларов, что соответствует увеличению в отношении количества на 12% и в отношении стоимости на 10% сравнительно с 1924 г.

Количество проданной огнеупорной глины превысило все предыдущие количества ее — 2 566 934 *кг*, на сумму 7 312 349 долларов.

Eng. and Min. Journ. Pr. 1926 г. p. 471.

В. Л.

Добыча минерального сырья в Тунисе.

	1924 г.	1925 г.
Свинцовые руды	38 923 *т*	36 863 *т*
Цинковые »	19 997 »	18 656 »
Медные »	163 »	75 »
Марганцевые »	2 820 »	1 802 »

В 1923 г. добыто было минерального сырья, включая фосфориты, 3 250 000 тонн, на сумму 210 000 000 франков, вывезенного через порты Туниса.

Eng. and Min. Journ. Pr. (1926 г. p. 180).

В. Л.

Бентонит Южной Дакоты. Запасы определены в размере 14 000 000 *т* высококачественного бентонита.

Состав его: SiO_2 — 60,04%; Al_2O_3 — 23,26%; Fe_2O_3 — 3,92%; TiO_2 — 0,12%; CaO — 0,59%; MgO — 2,19%; K_2O — 0,37%; Na_2O — 4,35%; H_2O — 4,35%.

Добыча мала, так как применение бентонита пока не пользуется широкой известностью.

Eng. and Min. Journ. Pr. 1926 г. p. 182.

В. Л.

Рефераты, обзоры и отзывы.

„**Weltlagerstättenkarte**": 8 Kartenblätter in 1 : 15.000.000 in vielfarbigem Steindruck und Erklärung in deutscher, englischer, französischer und spanischer Sprache mit Ergänzungsband „Bergwirtschaftliche Tabellen", 324 s. Berlin. 1927 Preuss. Geolog. Landesanstalt.

Карта полезных ископаемых всего земного шара с горно-статистическими таблицами к ней издается, насколько помнится, впервые. Карта эта обнимает оба полушария, каждое на 4 листах формата 80 × 93 *см* с пояснением условных знаков и красок на немецком, английском, французском и испанском языках. Эти знаки и краски скомбинированы так, что по ним сразу можно определить относительно каждого месторождения его тип, вещественный состав, возраст вмещающих пород, экономическое значение и состояние (работающееся, брошенное или ожидающее разработки). По типу (форме) месторождения раскласcифицированы так: 1) залежи и осадочные месторождения; 2) жилы и жилообразные вкрапления, включая пневматолитовые месторождения; 3) метасоматические; 4) выветривания и разложения; 5) россыпи и обломочные; 6) контактовые и 7) магматические и интрузивные колчеданные. Это та же классификация, которая принята в руководстве Бейшлага, Круша и Фохта, конечно, несовершенная (устаревшая, со смесью генетического и морфологического принципов), но, может быть, для целей карты более удобная. По составу различены: 1) угли, 2) нефть и газы, 3) соли, 4) железо и марганец (с хромом и алюминием), 5) благородные металлы (включая ртуть), 6) прочие металлы и 7) остальные неметаллические ископаемые; но в пределах каждого из этих крупных отделов, обозначенных каждый своим цветом, буквенные значки указывают и главный минерал месторождения и некоторые комбинации наиболее распространенные. Возраст вмещающих пород, выраженный цветной рамкой цветного поля (соответствующего составу), имеет 5 делений: 1) кристаллические сланцы, глубинные и палеозойские эффузивные породы; 2) юные изверженные породы; 3) палеозой; 4) мезозой и 5) неозой. Экономическое значение — большое, среднее и малое — выражено величиной значка, а состояние разработки его рамкой — сплошной, пунктирной или точечной. Тип месторождения можно узнать по самой форме значка. При каждом значке на карте стоит цифра, соответствующая номеру, под которым в статистических таблицах в отделе данного государства и в рубрике данного полезного ископаемого можно найти сведения о 1) геологическом возрасте, 2) типе, 3) химическом составе или содержании металла в руде, в россыпи, уд. весе нефти и т. п., 4) размерах добычи в 1913 г. (или другом довоенном) и в 1923 г. (или другом после войны) и 5) примечания разного рода.

Благодаря такой остроумной системе знаков, красок и номеров главные справки о любом месторождении, показанном на карте, могут быть наведены очень быстро. На карте нанесены, конечно, не все известные месторождения земли, а только те, относительно которых имеются точные данные, по крайней мере, о возрасте, типе, составе и географическом положении, так как без таких данных месторождение нельзя было бы изобразить соответственным образом. Месторождения еще не работавшиеся или мало изученные отнесены к имеющим малое экономическое значение. Наиболее перегружены значками страны Зап. Европы и, менее, Соед. Штаты; но несмотря на густоту значков, благодаря четкости печати и красок легко сразу определить все качества и номер каждого из них. Статистические данные в таблицах наиболее полны для государств Зап. Европы и Сев. Америки, регулярно публикующих статистику горного дела. Но и для остальных государств, повидимому, собрано все, что было возможно. Например, для СССР данные о добыче приведены за 1913 г. (более полные) и за 1923/24 г., а для некоторых месторождений и за 1925 или 1926 г.; но неполнота нашей горной статистики часто заставляла показывать добычу по целой группе месторождений, разрабатываемых тем же трестом, в совокупности.

Таким образом, это издание является ценным справочником, необходимым всем учреждениям, имеющим дело с какой-либо отраслью горного дела, интересующимся ее значением для Союза и распределением данного ископаемого как в Союзе, так и на всем земном шаре в связи с вопросами импорта и экспорта. Цена книги с картами довольно высока (120 мар.), что об'ясняется большой затратой труда на ее составление и стоимостью многокрасочной печати. Составителем данных по СССР был геолог Ф. Цур-Мюлен, знающий русский язык и пользовавшийся русскими источниками.

В. А. Обручев.

Размеры промышленного добывания гелия в Америке [1]). Гелий, благородный газ, об'ект лабораторных наблюдений физиков, различаемый в спектроскопе только после принятия целого ряда предосторожностей, при переходе к промышленным методам добычи для целей воздухоплавания вызвал постройку в Америке огромнейших заводов, в оборудование которых вложено свыше 70 миллионов долларов.

Пройденный американцами путь и окончательные размеры, в которые вылилось гелиевое дело, представляют много поучительного для нас, занятых поисками промышленных источников гелия на территории СССР.

Первые работы по извлечению гелия из натурального газа производились проф. Мак-Ленанном из Торонтского Университета в Канаде в 1916 г., при чем была выстроена небольшая установка, успешно работавшая под его руководством. Канадский газ был беднее американского и содержал гелия от $^1/_3$ до 1%.

Описание позднейшей установки Мак-Ленанна дано им в его сообщении *Chemical Society*. в Лондоне, в 1923 г. Установка рассчитана на переработку 200 *куб. м* натурального газа в час, в два приема, под относительными давлениями 40 и 20 — 30 атмосфер, в 6 колонках и может дать при полной производительности около 284000 *куб. м* гелия в год, чистотой в 97%.

Добывание гелия в Сев.-Амер. Соединенных Штатах начато также во время войны, по инициативе союзных держав в штате Техас, le Fort Warth, Petrolia field. Пробные установки относятся к 1918 году.

Были испытаны три процесса очистки: система Linde; система Claude и процесс Jeffries Warton'a. Нашли, что наиболее успешным оказался метод, разработанный в установке, осуществленной компанией Линде.

В начале работы, через 6 недель после пуска пробной установки, завод Линде давал небольшое количество газа чистого в 50%. *He* через 4 месяца давал в день 140 *куб. м* газа с 70% *He*, который, затем, очищался вторым процессом до 93% *He*.

Установка Клода в феврале 1919 г. достигла того же предела производительности и чистоты. В ноябре 1918 года было отправлено в Европу около 4000 *куб. м* очищенного гелия.

В процессе Линде газ сжимается до давления 2000 фунтов на 1 *кв. дм*, охлаждается водой (многократное испарение сжатого газа вызывает дальнейшее понижение температуры в аппарате), при чем, сжижаются углекислота и горючие газы, которые, потом, вновь испаряются и удаляются из аппаратов, для дальнейшего использования в качестве горючего.

Кроме углеводородов сжижается и азот, тогда, как гелий остается в газообразной форме, подвергается окончательной очистке и под большим давлением поступает в стальные цилиндры (типа водородных) или в специальные цистерны большой вместимости.

Хотя добывание гелия было начато слишком поздно, чтобы его можно было применить в Европейскую войну, но правительство С.-А. С. Ш. постановило продолжать работы в форте Worth, но с более крупными установками. В мае 1919 года был заключен контракт с американской компанией Линде на постройку установки для переработки 142000 *куб. м* натурального газа в день, с выходом чистого гелия в 1130 *куб. м* или 0,8%, от общего количества газа. Установка была закончена в апреле 1921 года и операции начались под руководством военного и морского ведомства. Работы по осуществлению установок и операции по сжижению велись представителями компании Линде, остальные работы выполнялись морскими офицерами и военными командами. Наблюдение за установкой было поручено морскому инженеру Wiks. Работа Wiks'a продолжалась до конца июня 1925 года.

Доклад командира Wiks'a напечатан в январьском выпуске журнала Американского О-ва морских инженеров за 1926 г. Выдержки из доклада мною здесь реферируются по журналу «Engineering», указанному в начале статьи.

За период. приведенный в докладе командира Wiks'a, натуральный газ, перерабатывавшийся на заводе Линде, доставлялся из местности Petrolia Field, трубопроводом диаметром в 10 дюймов и длиной 153 *км*. Давление выпуска в Fort Worth равнялось 14 *кг* на *см*. Эта местность, впоследствии показала признаки истощения и на конгрессе было постановлено использовать нефтеносные земли, на что понадобился еще трубопровод длиной в 50 *км*. Хотя на это и были ассигнованы деньги, но к июню 1925 г., когда заканчивается записка Wiks'a, работы еще не были закончены.

---

[1]) Материалом для составления настоящего обзора послужили: книга «Helium-bearing natural gas» G. S. Rogers, Waschington. 1921, и статья «Helium production» в английском журнале Engineering, Feb. 1926, Vol. CXXI, 221—222.

Натуральный газ, по извлечении гелия, возвращается Компании, во владении которой находится нефтеносная земля.

Завод в Fort Worth начал работать в апреле 1921 года. В ноябре 1921 года завод был закрыт из-за недостатка средств. За апрель, через установку было пропущено 1.925.000 *куб. м* натурального газа и извлечено 311 *куб. м* гелия, что составляло выход в 0,162% гелия, по стоимости, приблизительно 212 руб. за *куб. м*. По мере приобретения навыка при различных операциях, стоимость гелия понизилась. В мае извлечено 2.832 *куб. м гелия, по* цене 35 руб. за 1 *куб. м*. В ноябре добыча повысилась до 13480 *куб. м*, по цене 1 руб. за 1 *куб. м*.

Когда конгресс ассигновал нужные деньги, в октябре 1922 г., снова начались работы, при чем, количество обработанного за этот месяц натурального газа равнялось 3.596.000 *куб. м* и извлечено гелия 6.654 *куб. м*, по цене 17 р. 66 к. за 1 *куб. м*. В декабре добыча гелия вдвое больше и стоимость его понизилась до 8 р. 20 к. за 1 *куб. м*. Только в 1923 году было получено такое количество газа, *чтобы можно было загрузить завод на половину.*

Стоимость гелия колебалась между 5 р. 15 к. и 10 р. за 1 *куб. м*. Ме́ньшая цифра приходится на декабрь 1923 г., когда добыли больше натурального газа, вследствие чего извлекли 20756 *куб. м* гелия. В январе 1924 г. обработали самое большое записанное количество натурального газа, дошедшее, приблизительно до 4300000 *куб. м* и добыто гелия 2840 *куб. м*, что составляло, в среднем, 0,66% гелия на весь переработанный газ. Стоимость гелия понизилась до 4 р. 60 к. за 1 *куб. м*.

Дирижабль Шенандоа совершил свой первый полет в сентябре 1923 г и цифры командира Wiks'a доказывают, что для наполнения дирижабля, в первый раз потребовалось все количество гелия, добытого с апреля по сентябрь 1923 г. Средняя стоимость гелия равнялась 7 р. 42 к. за 1 *куб. м*. Наполнение дирижабля обошлось в 500000 рублей, считая перевозку и работы в Лэнкгерсте.

Улучшения в самом процессе добывания гелия делались на основании повседневного опыта. Нашли, что углекислота, содержащаяся в натуральном газе, в количестве 0,15%, затвердевала во время процесса сжижения, засоряла и закупоривала трубки малого диаметра, через которые проходят прочие газы. Кроме того, осадок углекислоты в трубах действует как слой тепловой изоляции. Приходилось исправлять поврежденную, таким образом, часть аппарата и высасывать загрязнение до тех пор, пока трубки не освобождались нацело от затвердевшей углекислоты. Для устранения этого недостатка решили удалять углекислоту из натурального газа до поступления в сжижающий аппарат.

Принятый сперва метод удаления, состоял из промывания газа известковым молоком в трубопроводе, под давлением, которое понижалось от 14 *кг/см* до атмосферного, при помощи двух редукторов. Были построены 10 башен диаметром 13 футов и высотой 25 футов. Сквозь них пропускался натуральный газ, орошаемый сверху раствором, подаваемым насосом в 50 сил. После такой промывки содержание углекислоты понижалось от 0,15% до 0,05%, сообразно с этим уменьшалось и затвердевание в трубках.

Затем пришлось применить более действительный метод удаления в виде промывки газа раствором едкого натра, в трубопроводе, под давлением, впрыскивая раствор в газ при помощи 8-ступенчатого центробежного насоса, делающего 3000 оборотов в минуту и приводимого в действие электрическим мотором в 60 сил. Опыт показал, что такой насос обрабатывал в день 340000 *куб. м* газа, понижая содержание углекислоты с 0,15% до 0,002%.

Даже и такое незначительное содержание углекислоты вызывало засорение в трубах прибора, но очистка труб требовалась только через каждые 10—12 дней, вместо прежних 8—10 часов. Для предупреждения повреждений запаянных соединений труб едким натром был установлен отделитель для брызг и паров, рационально удалявший все следы его.

Успешные изменения повели к упрощению процесса, что утроило производительность установки и использование гелия возросло от 50%, больше, чем до 70% от первоначального содержания гелия в газе. Все же и при этих условиях, из 1% гелия, в натуральном газе, примерно, 0,3% уходило вместе с переработанным газом.

Эти изменения были закончены к концу 1924 года и их начали применять полностью с января 1925 года. В течение одного месяца было обработано 2747000 *куб. м* газа и добыто гелия 18800 *куб. м* или 0,7% от обработанного газа.

По подсчетам журнала «Engineering», в оборудование Fort Worth вложен капитал в 70 миллионов долларов.

Электрическая энергия для завода, за рассматриваемый период доставлялась частной электрической компанией. В 1923 году решили поставить генераторы, приводимые в действие натуральным газом для выработки электрической энергии, для нужд завода. Было установлено 7 генераторов по 500 сил, применявшие газ,

из которого добывался гелий. Это понизило стоимость энергии на 55—60%. В марте было обработано то же количество газа, что и в январе, т.-е., 2.747.000 *куб. м* и из него добыто 22.937 *куб. м* гелия, что составляло около 0,83% гелия на исходный газ. Стоимость гелия понизилась до 2 р. 23 коп. за 1 *куб. м.*

В июне 1925 г., последний месяц, за который приведены числовые данные, обработано 4.220.000 *куб. м* газа и добыто гелия 35.400 *куб. м*, что составляет 0,84% гелия на исходный газ. Стоимость гелия понизилась до 1 р. 72 коп. за 1 *куб. м.* Командир Wiks высказывает мнение, что с достаточным количеством газа, нужным для месячной добычи гелия 56640 *куб. м*, стоимость выработки гелия может понизиться до 1 р. 06 к. за 1 *куб. м.* За период с 1921 по 1925 год содержание гелия в натуральном газе колебалось от 0,8 до 1,06%, среднее равнялось, приблизительно, 1%, наибольшая цифра приходилась на июнь 1925 г., когда использование гелия было повышено до 0,84%. Чистота добытого гелия колебалась от 91,5 до 95,6%, по сравнению с эталоном, содержавшим 94%. Следует здесь подчеркнуть, что в лучшем случае, в июне 1925 г., американцы, имея великолепно оборудованный завод, не вполне загруженный и многолетний опыт, вынуждены были оставлять неиспользованным 1,06 — 0,84 = 0,22 процента гелия в натуральном газе, больше того содержания, какое является почти предельным для горючих натуральных газов других стран, на которые возлагаются надежды промышленной добычи гелия.

Сравнительная цена гелия с водородом не так высока. Стоимость водорода в Соединенных Штатах колеблется от 14 коп. до 35 коп. за 1 *куб. м.* Принимая во внимание бо́льшую цифру, гелий в три раза дороже водорода. Гелий имеет то преимущество, что его можно извлекать из дирижаблей или баллонов и после очистки применять вновь. В Лэкгерсте, базе навигационного воздухоплавания, установлено оборудование для очистки гелия.

Обработка больших количеств гелия обходится по 14 коп. за 1 *куб. м*, при чем, из дирижабля извлекается до 80% гелия, годного после очистки для вторичного употребления.

По словам Wiks'a, конечная стоимость гелия равняется, приблизительно, стоимости водорода. Однако, не видно, была ли стоимость перевозки заключена в это сравнение. Можно утверждать, что при сравнительно низкой, достигнутой в настоящее время, стоимости добывания гелия, дороже обрабатывать и перевозить гелий, чем добывать его из натурального газа. Гелий имеет тот недостаток, что его приходится добывать вблизи источника натурального газа, тогда как водород можно добывать на самых воздухоплавательных станциях.

Для складов в форте Worth установлены 10 стальных цилиндров, длиной 46 футов каждый и диаметром 4 фута. Давление, сохраняемого на складе газа 175 *кг/см*. Вместимость цилиндра 1840 *куб. м* гелия при атмосферном давлении. Каждый цилиндр выкован из прочной стальной болванки. Концы закрыты металлическими флянцами на болтах, ввинченных в концы цилиндра. Склад цилиндров подземный, по обоим концам цилиндров цементные камеры, чтобы не препятствовать осмотру их и работе.

Сначала гелий доставлялся из форта Warth к Лэкгерсту или прочим районам в небольших цилиндрах, на подобие тех, которые применяются для кислорода и водорода. Каждый цилиндр весит 59 *кг* и вмещает 2 фунта гелия, под давлением 125 *кг/см* что соответствует 5 *куб. м* гелия, под атмосферным давлением. Потребовалось 1300 цилиндров, чтобы наполнить дирижабль Шенандоа в Лэкгерсте. Труд и время, потребные для монтажа и изготовления, а также большая утечка газа во время наполнения, оцениваемая в 10—20%, доказали непригодность этого метода перевозки и необходимость иметь для хранения сосуды более крупных размеров. Для перевозки гелия были построены вагоны-цистерны, оказавшиеся на практике весьма целесообразными.

Вагон состоит из трех больших цистерн, длиной 40 футов и диаметром 57 дюймов, монтированных на специальной платформе. Общий вес вагона 90 *т*. Цилиндрические цистерны изготовлены из специальной стали. Каждая выкована из стальной болванки со стенками в 4 дюйма, которые потом обработаны внутри и снаружи до толщины стенок в 2 дюйма.

Гелий хранится в этих цилиндрах под давлением 140 *кг/см*. Каждый вагон в 3-х цилиндрах вмещает 5660 *куб. м* гелия, при атмосферном давлении. Из-за недостатка средств построили всего только несколько штук таких цистерн.

Вплоть до конца июня 1925 года, на форте Warth добыто 680000 *куб. м* гелия, который применялся для дирижаблей и шаров морского и военного ведомств. Добыча, однако, не удовлетворяла спроса, так что приходилось часто опоражнивать один дирижабль и переливать гелий в другой. Дирижабль Лос-Анджелос не совершал полета с прошлого июля, так как его газ был взят для Шенандоа который был потерян, когда в сентябре Шенандоа потерпел крушение.

Командир Викс предполагает, что потребность в гелии в ближайшем будущем, для военных целей выражается цифрой в 566000 *куб. м* и сверх того, для торговых дирижаблей потребуется 850000 *куб. м*. Он считает успешное разрешение добычи гелия из натурального газа в коммерческом масштабе одним из величайших достижений техники нынешнего века.

Пройденный американцами путь шел через пробные установки крупного масштаба с выработкою до 140 *куб. м* гелия в день. Построенный, затем, громадный завод потребовал трехлетней упорной работы тоже опытного характера, пока, наконец, не были преодолены неожиданные затруднения. В конечном итоге они получили использование $^4/_5$ содержания гелия в натуральном газе, при стоимости гелия в 1 рубль за 1 *куб. м* и при потере $^1/_5$ гелия в неиспользованном виде, оставляя в натуральном газе 0,22% гелия.

Всякая другая страна, возлагающая свои надежды на очень бедные гелием натуральные газы, содержащие в общем не больше 0,2% гелия, должна, очевидно, прежде всего заново решить задачи технического и промышленного извлечения гелия из таких бедных газов.

Понадобятся детальные и дорогостоющие эксперименты, для выяснения, по какому способу может быть достигнута добыча. Снова надо перерабатывать способы Мак Ленанна, Линде, Клода и Джеффрие-Нортона.

Имеются и другие затруднения: зачастую натуральные газы, на которые возлагаются надежды промышленной добычи гелия, слишком удалены от промышленных и культурных центров страны. Это сильно затрудняет постановку предварительных опытов, так как связано с доставкой больших количеств натурального газа в культурные центры для опытов по очистке его. Во всяком случае, американский опыт доказал, что техническое извлечение гелия в промышленном масштабе может дать продукт, по цене близкой к стоимости водорода. При известном напряжении средств и коллективной работе многих специалистов, есть надежда, что в других странах будет удачно решена и более трудная задача по использованию, сравнительно, бедных гелием, натуральных газов.

Инж. *А. Н. Бойко.*

Успехи Японии в горном деле и металлургии. Dr. J. Yokobori (Eng. and Min. Jour. Vol. 122, № 13, 1926).

В течение последних 5 лет устойчиво развивается добыча золота в провинции Kitami, в северной части Hokkaido; много арендованных участков, находящихся в стадии обследования, обещают значительный промышленный интерес. Недавно получены благоприятные сообщения об открытии золотоносных площадей в северных и восточных округах Формозы. Из нефтяных скважин Формозы, бурившихся уже долгое время, № 36 дала хороший результат: при глубине 760 метров, продуктивность 250 баррелей нефти в день. Несмотря на то, что страна чрезвычайно плохо обеспечена железными рудами, собственная добыча чугуна превышает миллион тонн в год, и заканчивается постройкой новый, современный железоделательный завод (Anshen Iron Works) и опытный завод для переработки железистых песков, коими север располагает в неограниченных количествах.

Неоспоримо благоприятно положение по меди. Крупнейшие работающие предприятия, расположенные поблизости от угольных копей: Ashio, Bessi, Kosaka, Hidachi, Ikuno, Osarusawa, Tsuchihata Mines и др.

На Ashio Mine недавно вновь обнаружены богатые сульфидные руды. Из них попутно получается мышьяковый ангидрид, металлический селен и висмут; последний извлекается из пыли коттреллем, при электролизе по способу Betts'a. Медная плавка Bessi Mines располагает современными прямоугольными шахтными печами и горизонтальными конверторами; механизированы все вспомогательные процессы, так как предприятие расположено на маленьком острове, и рабочая сила обходится дорого. Энергией предприятие снабжается при помощи подводного силового кабеля. При длине 68 тысяч футов он является наибольшим в мире.

На Kosaka Mines впервые в Японии была поставлена пиритная плавка. Руды («Kuroko») здесь небогатые, представляющие смесь халькопирита, пирита, цинковой обманки и свинцового блеска, при 35% барита; другие пиритные руды (Ohko и Keiko) содержат много кварца.

На Hidachi Mine, принадлежащей The Kuhara Mining C°, много внимания уделяется экспериментально-научным изысканиям, обновлению оборудования и изменению приемов работ. Между прочим, увенчались успехом работы по селективной флотации. Получаемый медный концентрат содержит 20% и более меди, пирит же предположено использовать на производство серной кислоты. В электролитном отделе этого предприятия налажено получение чистого золота и серебра, с извлечением небольших количеств платины и палладия и др. благород-

ных металлов. Успешно работают также предприятия по добыче олова и свинца. Центральный аффинерный завод в Осака раффинирует эти металлы (электролиз свинца в значительном масштабе). Наряду с этим Япония в некоторой части потребления ныне обеспечивается цинком собственного производства, получаемым как дистилляционным путем, так и электролизом.

Б. Рольщиков.

20 мая 1927 г.

Использование шлаков медной плавки в качестве строительного материала. E. E. Thum (Eng. and Min. Journ. Vol, 122, № 8, 1926):

Всякий металлург оценит значительные затруднения в этой проблеме. Во-первых, далеко не от всех доменных печей шлак может быть утилизирован. Для переработки этих шлаков в цемент, необходимы местные благоприятные условия экономического порядка. Этих условий почти никогда не имеется для медеплавильных центров.

Во-вторых, химический состав шлаков медной плавки коренным образом отличается от доменных шлаков, т. к., первые, обычно, представляют собой известково-железистые силикаты с большим или меньшим содержанием глинозема, и, часто, с цинком.

The Anaconda Copper Mining C°, около 15 лет тому назад произвела ряд опытов получения цемента из шлаков медеплавильных шахтных печей. В лаборатории было получено несколько образцов хороших цементов, обладавших удивительной стойкостью в отношении щелочей. Это обстоятельство для некоторых случаев практики имеет большое значение, по сравнению с обычными цементами. К сожалению, эти цементы оказались настолько быстро схватывающимися, что иногда отвердевали немедленно по увлажнении. Все попытки замедлить эту химическую реакцию остались без успеха.

Впрочем, эти быстро отвердевающие цементы оказались чрезвычайно удобны при пломбировке очень досадных и настойчивых протеканий в подвалах и погребах, сделанных из обычного бетона, но надо также отметить, что и все другие, изучавшиеся материалы, после прокаливания при высоких температурах (в том числе и обычный цемент), приобретали отнюдь не меньшую стойкость в отношении щелочей. Иными словами — это свойство зависит исключительно от температурных условий в производстве цемента.

Отливка жидких шлаков в формы, с целью получения камней правильной формы или плит, предпринималась и предлагалась много раз. Получаемые таким путем отливки обладали крайней ломкостью и хрупкостью и поэтому не могли выдерживать того, сравнительно грубого обращения, как все другие, действительно строительные материалы. Был испытан и «отжиг», но получаемые результаты не разрешили вопроса полностью: стоимость этой обработки была велика. Некоторые гранулированные шлаки были испытаны в производстве известково-песчаных кирпичей. Они обладали прекрасными физическими свойствами и внешним видом, но по своей стоимости они не могли конкурировать с прессованным фасадным кирпичем обычного производства.

Гранулированный шлак был также испытан и в качестве балласта для полотна железных дорог. Значительные количества его были употреблены в Butte (Anaconda and Pacific Railroad), но и здесь этот материал не привился.

Было предложено употреблять шлак в грубых бетонных сооружениях. Одни шлаки давали хорошую связь с цементным раствором, другие — нет.

Если шлаковые продукты обладали хорошей прочностью — их трудно было дробить, получаемый бетон обладал значительно большим удельным весом, что в большинстве случаев нежелательно. Дробление и размол шлаков из старых отвалов, сравнительно очень твердых, обладающих режущими краями, стоит дорого, т. к. влечет за собою очень сильный износ соответствующих дробильных (и размольных машин и потому не м. б. применяем. Стоимость кубического ярда (1,5 *m*) шлака в виде щебня различной формы, из старых отвалов, без дробления и размола, но учитывая расходы по буровым и взрывным работам в старых шлаковых отвалах, по данным Great Falls, за 1914 год составила 35 центов, в то время, как хороший строительный гравий стоит 75 центов за кубический ярд. При таких условиях шлак не может иметь, как правило, успешного сбыта.

Интерес представляет одно специальное применение шлака — использование горячих кусков в качестве щебня при отливке бетона в зимнее время. Этот прием широко практиковался в Great Falls'e в течение 1912 — 1914 г.г., когда шла беспрерывно крупная реконструкция хозяйства.

Как известно, зима в Монтане достаточно сурова. Большею частью бетонные стены имели толщину 12″. Налицо имелся хорошо налаженный отдел по заготовке и смешиванию бетона на горячей воде. Шлак, крупностью, примерно, 2″

имел настолько высокую температуру, что без асбестовых рукавиц его нельзя было взять в руки. В одну стенку, отливавшуюся сутки тому назад, был поставлен термометр, показавший 40°F. Таким образом, было констатировано, что избегнута всякая опасность промерзания бетона.

Однако и здесь (впоследствии) были обнаружены неприятности: при попытке просверлить дыры в этом бетоне, сверла очень страдали и пришлось применить кислородное пламя.

Дробленый же или гранулированный шлак в строительном деле должен быть признан вообще мало-ценным материалом.

Наиболее широкое применение, таким образом, может иметь лишь жидкий шлак, если есть надобность изготовить, например, массивные фундаменты неподалеку от печей. Такая утилизация шлака, конечно, весьма уместна. Одно предприятие уже давно имеет дымовую трубу, построенную на большом шлаковом массиве — фундаменте. В 1912 году в аналогичных направлениях употребляли шлаки и в Great Falls'e. Интересным случаем практики была отливка фундамента для новой отражательной печи. Отдельно отливавшиеся участки фундамента имели площадь около 100 квадратных футов, при высоте отливки в 12 футов. Постройка велась постепенно, так как требовалось всякий раз изготовить форму для ванны жидкого шлака. Для этих целей бетонные стенки были неуместны, они оказывались, несмотря на выдержку целыми неделями, все же влажными и их приходилось облицовывать кирпичем. Далее, при действии высокой температуры жидкого шлака и значительном гидростатическом давлении— сравнительно, легким стенкам грозит опасность опрокидывания. Даже весьма значительное крепление, иногда оказывалось недостаточным. При этом наблюдалось, что повреждение стенок особенно вероятно, в том случае, когда перегрета одна, какая-либо из ее частей. В конце концов, оказалось выгодным отливать участки фундаментов во временных, разборных формах, составленных из половых чугунных плит, толщиною около 1", при площади 2,5 × 5 фут., снабженных с внешней стороны крестовидными ребрами жесткости. За один раз ковш наполнял форму на 4". Меньший слой был, обычно, и нежелателен: он не давал ровной верхней поверхности. При этом не наблюдалось расплавления предыдущего слоя. Заливка слоев велась каждый час. При более значительных поверхностях, одновременно вливалось два ковша. При очень горячем и жидком шлаке оказалось, однако, возможным иметь удовлетворительный слой и при толщине около 1". Со стороны состава наивыгоднейшим оказался шлак, силикатностью 1,65 (37% SiO_2, 27% FeO, 6% Al_2O_3, 27% CaO). Не лишне при этом было брать плиты вполне правильные и гладкие, которые требовали минимального количества глины для обмазки и заделки стыков с внутренней стороны формы.

Вышеописанный отлитый фундамент — общим об'емом около 3000 *куб. м* — обошелся заводу немногим более 5.000 долларов (примерно, в десять раз дешевле наших бетонных фундаментов). Б. Р.). При работе печи он оказался вполне удовлетворительным. При разогреве фундамент дал заметный рост, при котором были смещены и раздавлены бетонные облицовочные стенки. Этот рост превышал коэффициент нормального расширения.

Б. Рольщиков.

Отв. ред. проф. ***Н. М. Федоровский.***

Главлит № 92366. Заказ № 3902. Тираж 1500. 7 п. л.

Типо-литография „Красный Печатник" Гостехиздата. Ленинград, Международный пр., 75.

85 к

ГОСУДАРСТВЕННОЕ ТЕХНИЧЕСКОЕ ИЗДАТЕЛЬСТВО
Москва, Центр, Ильинка, Юшков пер., 6. — Тел. 2-56-34.

„МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ И ЕГО ПЕРЕРАБОТКА".

В форме ежемесячных выпусков книжного формата объемом около 60 печатных листов в год.

ПРОГРАММА ЖУРНАЛА:

1. Общие вопросы минерального сырья, его промышленного и земледельческого использования и экспорта.
2. Изучение свойств минерального сырья, его добычи и назначения. Методология. Районные описания месторождений. Специальная технолого-производственная оценка. Нормализация. Экономика. Учет сырьевых запасов.
3. Металлургическая, силикатная промышленность, промышленность минеральных удобрений и друг.

Технология использования минерального сырья в разных отраслях промышленности. Технические исследования; производственные процессы и аппараты; методы работы; новое применение минералов; нормализация изделий.

4. Рефераты иностранных и русских научно-исследовательских работ.
5. Библиография.
6. Хроника.
7. Практические предложения, вопросы и ответы.
8. Объявления.

В журнале принимают участие следующие лица: проф. **В. А. Александров**, проф. **С. Е. Андреев**, проф. **В. В. Аршинов**, проф. **А. А. Байков**, инж. **Ю. В. Баймаков**, инж. **Н. Н. Барабошкин**, проф. **М. А. Блох** (уполномоченный Редакции по Ленинграду), проф. **Э. В. Брицке** (зав. Отделом промышленности), проф. **П. П. Будников**, проф. **С. Н. Ванков**, **М. П. Вельтман**, акад. **В. И. Вернадский**, инж. **Е. С. Гендлер**, проф. **К. И. Виконт**, инж. **С. И. Вольфкович** (зав. Отд. минеральн. удобрений), инж. **К. Е. Габуния**, инж. **И. Ю. Ган**, инж. **И. И. Гинзбург**, проф. **С. Ф. Глинка**, инж. **В. И. Головкин**, проф. **К. П. Григорович**, проф. **В. Е. Грум-Гржимайло**, проф. **П. А. Двойченко**, инж. **М. Э. Зборовский**, инж. **А. П. Иванов**, проф. **Л. Л. Иванов**, акад. **В. Н. Ипатьев**, инж. **В. П. Камзолкин**, геол. **А. В. Казаков**, инж. **Л. К. Конюшевский**, инж. **В. А. Корвацкий**, проф. **Б. П. Кротов**, **В. И. Крыжановский**, проф. **А. Н. Кузнецов**, инж. **Г. П. Кульбуш**, акад. **Н. С. Курнаков**, проф. **Н. К. Лахтин** (зав. Отд. строительных материалов), проф. **П. И. Лебедев**, проф. **А. Л. Лебедянцев**, акад. **Ф. Ю. Левинсон-Лессинг**, проф. **В. И. Лучицкий** (зав. Отделом силикатного сырья), проф. **М. С. Максименко**, **А. А. Мамуровский**, инж. **Л. А. Мортц**, инж. **Н. С. Михеев**, проф. **В. Я. Мостович** (зав. Отд. цветн. металлов), проф. **Д. И. Мушкетов**, **К. А. Ненадкевич**, проф. **В. А. Обручев** (зав. Отд. иностр. сырьевого и рудных месторождений), инж. **В. А. Пазухин**, проф. **С. П. Попов**, проф. **И. Ф. Пономарев**, инж. **И. В. Попов**, проф. **П. П. Пятницкий**, инж. **П. В. Рабчинский** (зав. Отд. профессион. и НОТ), инж. **П. С. Рюмин**, **В. М. Свердлов** (зав. Отд. Экономики), проф. **А. А. Скачинский**, инж. **В. И. Смирнов**, проф. **Н. Н. Смирнов**, инж. **В. И. Стукачев**, проф. **П. П. Сущинский**, инж. **В. С. Сырокомский**, проф. **А. А. Твалчрелидзе**, геолог **Н. Н. Тихонович**, **П. К. Топольницкий** (Заведующий Редакции), инж. **В. И. Трушлевич** (зав. Отд. обогащения), инж. **С. П. Туманов**, акад. **А. Е. Ферсман**, проф. **П. С. Философов**, проф. **Н. М. Федоровский** (зав. Отд. общим и прикладной минералогии), инж. **Г. А. Цулукидзе**, проф. **Н. И. Червяков**, проф. **П. Н. Чирвинский**, проф. **Н. П. Чижевский** (зав. Отд. черных металлов), инж. **А. С. Шахмурадов**, проф. **Б. С. Швецов** (зав. Отд. переработки силикатного сырья), инж. **Д. И. Щербаков**, инж. **Д. А. Эгиз**, инж. **П. И. Юдинсон**, проф. **Н. Ф. Юшкевич** (зав. Отд. прикладной химии), проф. **В. В. Юрганов**, проф. **Н. А. Шадлун**, инж. **С. Д. Шейн**.

Ответственный редактор — проф. **Н. М. Федоровский**.

Адрес Редакции: Москва, 17. Б. Ордынка, 32. **Тел. 69-43.**

ИНСТИТУТ ПРИКЛАДНОЙ МИНЕРАЛОГИИ И МЕТАЛЛУРГИИ.

ГОСУДАРСТВЕННОЕ ТЕХНИЧЕСКОЕ ИЗДАТЕЛЬСТВО

ПРИНИМАЕТ ПОДПИСКУ

на ежемесячный журнал

„Вестник Комитета по Делам Изобретений"

на **1927** год.

ПОДПИСНАЯ ПЛАТА:

С доставкой на 1 год . . . . . **10** руб.

За границу „ 1 „ . . . . . **10** долларов.

Подписка принимается во всех Московских магазинах Гостехиздата и во всех его отделениях в провинции.

ПРОДОЛЖАЕТСЯ ПОДПИСКА на 1927 год

„Строительная Промышленность"

ежемесячный журнал, посвященный вопросам строительства и производства строительных материалов. Год издания 5-й.

ПОДПИСНАЯ ЦЕНА:	В год.	За ½ года.	За ¼ года.
Без доставки	10 р.	6 р.	3 р. 25 к.
С доставкой	11 р.	6 р. 75 к.	3 р. 75 к.

Цена отдельного номера 1 р. 25 к.

При коллективной годовой подписке на 10 экз. журнала, со внесением полной стоимости в редакцию, **одиннадцатый экземпляр высылается бесплатно** по указанному подписчиком адресу.

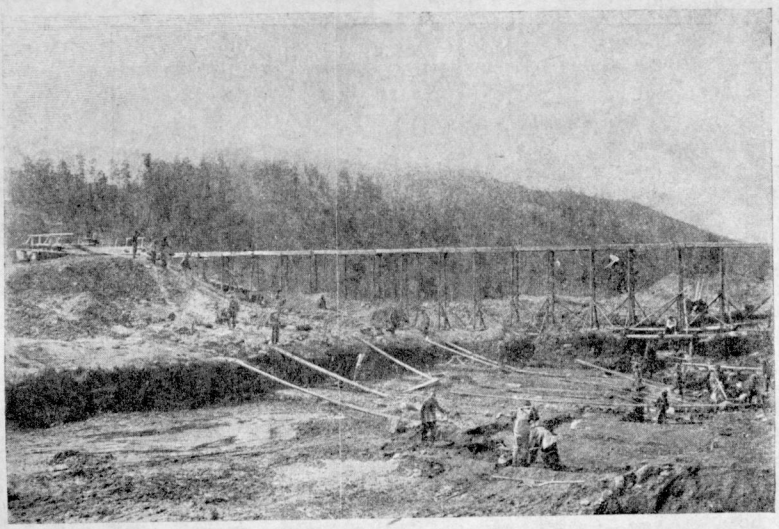
АДРЕС РЕДАКЦИИ: Москва, Центр, Ильинка, Юшков пер., 6. Государственное Техническое Издательство.

Подписка принимается: в Гостехиздате—**Москва,** Центр, Ильинка, Юшков пер., 6, и в магазинах ГТИ: Тверская, 25; Петровка, 10; Разгуляй, 38/2; Мясницкая, 1-а; Волхонка, 6; Арбат, 6. В **Ленинграде:** просп. Володарского, 59 (уг. просп. 25 Окт.), просп. 25 Октября, 24. В **Харькове:** ул. 1-го Мая, 8. В **Киеве:** ул. Воровского, 35. В **Н.-Новгороде:** ул. Як. Свердлова, 19. В **Свердловске:** ул. Ив. Малышева, 58-а; в отделениях Издательства „Контрагенство печати" и во всех почтово-телеграфных Конторах.

Утверждено 1935

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ

И ЕГО ПЕРЕРАБОТКА



MINERAL RESOURCES AND THEIR TECHNOLOGY

№ 9 1927 ГОД II

МОСКВА

ПРОДОЛЖАЕТСЯ ПОДПИСКА на 1927 год

НА ЕЖЕМЕСЯЧНЫЙ ЖУРНАЛ

„МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ И ЕГО ПЕРЕРАБОТКА"

Орган Научно-Исследовательских Институтов по минеральному сырью НТУ ВСНХ СССР, при участии Комиссии Естественно-Производительных Сил СССР при Всесоюзной Академии Наук.

ЖУРНАЛ ВЫХОДИТ В ОБЪЕМЕ 5—6 ПЕЧ. ЛИСТОВ.

При ближайшем участии: акад. **Н. С. Курнакова**; акад. **Ф. Ю. Левинсон-Лессинг**; акад. **А. Е. Ферсман**; проф. **Э. В. Брицке**; проф. **Н. К. Лахтина**; проф. **В. И. Лучицкого**; проф. **В. Я. Мостовича**; проф. **Д. И. Мушкетова**; проф. **В. А. Обручева**; проф. **П. П. Пятницкого**; **В. М. Свердлова**; проф. **Б. С. Швецова** и проф. **Н. Ф. Юшкевича**.

Ответственный редактор проф. **Н. М. Федоровский.**

ПОДПИСНАЯ ЦЕНА:	1 год.	1/2 года.	1/4 года.
Без доставки	10 р.	6 р. — к.	3 р. 25 к.
С доставкой в Москве . . .	11 „	6 „ 75 „	3 „ 75 „
Иногородняя	12 „	7 „ 50 „	4 „ 25 „
За границу	18 „	12 „ — „	7 „ — „
	(9 долл.)	(6 долл.)	(3,50 долл.)

Комплект за 1926 г. — 11 руб.

Отдельные выпуски в розницу по 1 р. 20 к., удвоенные по 1 р. 80 к.

АДРЕС РЕДАКЦИИ: Москва, 17, Б. Ордынка, 32, Институт Прикладной Минералогии и Металлургии.

ОБЪЯВЛЕНИЯ:

Впереди текста 1 стр.—**150** руб.; 1/2 стр.—**80** руб.; 1/4 стр.—**45** руб.
Позади текста 1 стр.—**100** руб.; 1/2 стр.—**60** руб.; 1/4 стр.—**35** руб.

ПОДПИСКА ПРИНИМАЕТСЯ: В Гостехиздате—Москва, Ильинка, Юшков пер., 6, и в магазинах **ГТИ:** Петровка, 10; Разгуляй, 38/2; Мясницкая, 1-б; Волхонка, 6; Тверская, 25; Арбат, 6; в **Ленинграде**—Пр. Володарского, 59 (уг. пр. 25 Октября); Пр. 25 Октября, 24; в **Харькове**—улица 1-го Мая, 8; в **Н.-Новгороде**—ул. Я. Свердлова, 19; в **Киеве**—ул. Воровского, 35; в **Свердловске**—ул. Ив. Малышева, 58-а и в **Редакции журнала.**

Заведующий Редакцией **П. К. Топольницкий.**

ИЗДАНИЕ ГОСТЕХИЗДАТА.

„Mineral resources and their technology"

Issued monthly. Journal of the Scientific—Research Institutes of the Scientific—Technical Department of the Supreme Council of National Economy of U. S. S. R.; With the collaboration of The Committee for the Exploration of Natural Productive Forces Academy of Sciences of U. S. S. R.

Published by the State Technical Editorship.
Subscription price: 9 dol. per annum.
6 dol. 6 monthes.
3,5 dol. 3 monthes.

Advertisements: before the text: 1 page dol. 75; 1/2 page dol. 40; 1/4 page dol. 25;
after the text: 1 page dol. 50; 1/2 „ dol. 30; 1/4 „ dol. 20.

Office: Institute of Economie Mineralogy and Metallurgy, B. Ordynka. 32. MOSKOW. U. S. S. R.

Труды

института прикладной минералогии и металлургии.

1. **Сергей Обручев.** Геологический очерк района Боржома. 1923. с 43 рис. 5 табл. и 2 картами.
2. **Е. Кузнецов.** Горные породы озера Увильды. 1923. С 1 табл. и 1 карт.
3. **Я. В. Самойлов.** Очередные работы в области изучения осадочных горных пород. 1923.
4. **Его же.** Эволюция минерального состава скелетов организмов. 1923.
5. **А. Мамуровский** и **И. Самсонов.** Новый способ приготовления шлифов из песка. 1923.
6. **В. Зильберминц.** О приготовлении микроскопических препаратов из рыхлых осадочных пород.
7. **А. П. Курдюмов.** К вопросам создания в России алюминиевого производства. 1923.
8. **Н. С. Михеев.** Путь развития асбестовой промышленности. 1924.
9. **Н. М. Витторф.** Очистка сернокислых солей алюминия от железа при помощи спирта.
10. Проф. **П. П. Пятницкий.** Генетические отношения Криворожских рудных месторождений. 1924.
11. Акад. **А. Ферсман.** Задачи в области обработки цветного и драгоценного камня.
12. **А. Шубников.** Новые приемы обработки камня. 1/III—1924.
13. **Г. Л. Сахаров.** Угольный скрап-процесс в мартеновских печах с основным подом. 1924.
14. **Я. В. Самойлов** и **К. Ф. Терентьева.** Минеральный состав скелетов некоторых беспозвоночных Баренцова и Карского морей. 1925.
15. **Н. Ф. Юшкевич.** Исследование процесса получения хромата натрия путем окислительной прокалки хромистого железняка с содой и известью. 1925.
16. **И. Д. Курбатов.** Природные железные краски, их минералогический состав и технические свойства. 1925.
17. Исследования кольчуг-алюмина. 1925.
18. Проф. **П. П. Сущинский.** Очерк месторождений цветных камней юго-восточного Забайкалья. 1925.
19. **П. П. Пятницкий.** Генетические отношения Криворожских рудных месторождений. II.
20. **Я. В. Самойлов** и **Е. В. Рожкова.** Отложения кремнезема органогенного происхождения 1925.
21. Журавлинское месторождение боксита на р. Чусовой, Пермской г. I. 1926.
22. Журавлинское месторождение боксита на р. Чусовой Пермской г. II. 1926.
23. **В. А. Обручев.** Металлогенетические эпохи и области Сибири. 1926.
24. **А. С. Гинзберг, Хр. Никогосян** и **А. В. Читаев.** Об изменениях каолинита при нагревании. 1926.
25. **А. П. Курдюмов.** К вопросам создания в СССР алюминиевого производства II. 1922.
26. **Б. З. Коленко.** Петрографические эскизы. III. 1926.
27. Работы рентгено-технического отдела. I. 1926.
28. **Я. В. Самойлов** и **Л. В. Пустовалов.** К литологии карбонатовых осадочных пород. Известняки и мергеля Поволжья Тв. губ. 1926.
29. **Г. Л. Сахаров.** Исследование материалов некоторых особо ответственных частей текстильных машин. 1926.
30. Проф. **А. П. Курдюмов.** Опыт экономических подсчетов стоимости сооружения у нас алюминиевых заводов и себестоимости алюминия. 1926.
31. **Я. В. Самойлов.** К вопросу о единстве механической характеристики осадочных пород. **В. А. Зильберминц** и **М. В. Кленова.** О новых методах механического анализа и классификации фракций. 1926.
32. **В. А. Зильберминц** и **К. Ф. Терентьева.** О сероводородных известняках Донецкого бассейна. 1926.
33. Инж. **Н. А. Шапошников, Г. А. Кащенко** и **К. М. Юрьев.** Электросварка котельного железа в наших заводских условиях. 1927.
34. **Е. А. Кузнецов.** Петрографическое описание Соймоновской долины. Гора Карабаш. **Е. Е. Захаров.** Первичные полосатые структуры колчеданистых руд восточного склона Урала. 1927.
35. Проф. **М. О. Клер.** Огнеупорные глины Урала.

Пролетарии всех стран, соединяйтесь!

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ

И ЕГО ПЕРЕРАБОТКА

ОРГАН НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИХ ИНСТИТУТОВ ПО МИНЕРАЛЬНОМУ СЫРЬЮ НТУ ВСНХ СССР

ПРИ УЧАСТИИ КОМИССИИ ЕСТЕСТВЕННО-ПРОИЗВОДИТЕЛЬНЫХ СИЛ СССР ПРИ ВСЕСОЮЗНОЙ АКАДЕМИИ НАУК

№ 9	1927 г.	Год II

Р484
ГОС. ПУБЛИЧНАЯ НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКАЯ БИБЛИОТЕКА СССР
584/3/65
63-82

MINERAL RESOURCES AND THEIR TECHNOLOGY

ГОСУДАРСТВЕННОЕ ТЕХНИЧЕСКОЕ ИЗДАТЕЛЬСТВО
МОСКВА, 1927

СОДЕРЖАНИЕ.

Месторождения. Стр.

И. И. Танатар.—О месторождениях меди по рекам Заманлу и Сиси-су 531
А. А. Анискович.—Разведка вольфрамитов Забайкалья в 1926 г. 539
Н. А. Смольянинов.—Пластунское месторождение молибденового блеска на Дальнем Востоке 542
А. А. Розин.—О генезисе некоторых месторождений бурых железняков по западному склону Южного Урала 547
П. Г. Добровольский. Полезные ископаемые Майкопского округа 561

Исследования и методика.

С. И. и А. С. Митрофановы.—Затемнение граней сульфидных минералов при селективной флотации 565
Б. Г. Карпов и О. Е. Звягинцев.—Об анализах Алданского шлихового золота . 570
Ф. В. Сыромятников.—Об определении временного сопротивления растяжению хризотил-асбеста 573

Промышленный.

А. А. Мамуровский.—Слюдяная промышленность Союза. 578
М. Койфман.—Промышленность естественных кварцевых абразивных материалов СССР. 590

Экономический.

Н. А. Дюкалов.—Возможен ли экспорт Курейского графита? 596
И. А. Шапиро.—Возможен ли экспорт Курейского графита? 598

Заметки и хроника.

М. О. Клер.—О промышленной благонадежности месторождений слюд в Кыштымской даче. 601

Рефераты, обзоры и отзывы.

Н. Тихонович.—Geologie von Sibirien, von W. A. Obrutschew. 604
С. Цейдлер.—Флотация преобладает в прогрессе способов обогащения руд, К. Локка. 606
В. А. Обручев.—Обзор минеральных ресурсов, изданных Геолкомом. 608

Проф. И. И. Танатар.

О месторождениях меди по рекам Заманлу и Сиси-су.

В 1911 г. автору настоящей статьи пришлось по поручению горнопромышленника А. И. Бахчалова дать заключение о разведочных работах на медь в пределах Борчалинского у. Тифлисской губернии и Александропольского у. Эриванской губ. Результаты работ не были своевременно опубликованы на основании соответствующего условия с предпринимателем. Ныне, в связи с изменившимся экономическим строем СССР, препятствия к опубликованию работы отпадают.

1. Географический и экономический очерк разведочных площадей и отводов.

Разведочные площади и отводы бывш. горнопромышленника А. И. Бахчалова находятся по Закавказской железной дороге в 135,5 *км* на юг от Тифлиса у станции Шагали (рис. 1); из них отводы находятся на западном склоне г. Элиар, в верховьях р. Сиси-су, представляющей собою правый приток р. Бамбак, текущей вдоль железной дороги с юга на север и именующейся в нижнем своем течении Борчала (она впадает в реку Храм — приток Куры), а разведочные площади — в бассейне реки Заманлу, впадающей в реку Бамбак слева, у Заманлинского железнодорожного моста. Месторождения в бассейне р. Сиси-су находятся между Шагали-Элиарскими отводами, где были работы на медь Кавказского горнопромышленного и металлургического общества, и между Антониевскими и Чамлугскими отводами бывш. гр. Гриельского. В этом районе имеется также много старинных выработок, развалин плавильных и обжигательных печей, богатых медью шлаков; последние находятся на 2-ом бывш. отводе А. И. Бахчалова, между Антониевскими отводами Гриельского. Месторождения в бассейне р. Заманлу находятся у восточного склона рудоносных Безобдальских гор.

Железнодорожная станция Шагали расположена на высоте около 1048,6 метра над уровнем Черного моря, высота горы Элиар около 1921,7 метра (6286 фут.), а высота горы Карганк, в бассейне р. Заманлу, около 2240,6 метра. Весь этот район, в пределах которого находятся разведочные площади и отводы горнопромышленника А. И. Бахчалова, представляет собою гористую местность с мягкими ровными склонами, густо покрытыми девственными лесами, изобилующими разной крупною дичью. Леса обыкновенно смешанные, с преобладанием дуба, бука и сосны. Вся местность в бассейне р. Бамбак в пределах от железнодорожной станции Санаин до железнодорожной станции Караклис является очень здоровой, обладая умеренным климатом, а местечко Караклис, находящееся в 15 *км* по железной дороге от станции Шагали, служит известным излюбленным местом всего Закавказья, где находят себе летом отдых и убежище от жары жители Тифлиса и Баку. Наконец, следует отметить, что Заман-

линские участки, обращенные на Ю.-В., зимою малоснежны, склон же хребта Элиар, обращенный на запад, более богат снегами. Источники холодной воды имеются в изобилии.

Река Заманлу течет в широкой долине, местами еще более расширяющейся и образующей участки до 6—8 десятин, особенно большие в средине своего течения; в 6,5 *км* от железной дороги и в 3,25 *км* от наиболее удаленных участков Гюн-Гермез, причем тут же выше по склону на левом берегу, на некотором расстоянии от реки, — есть поляна в 5 десятин.

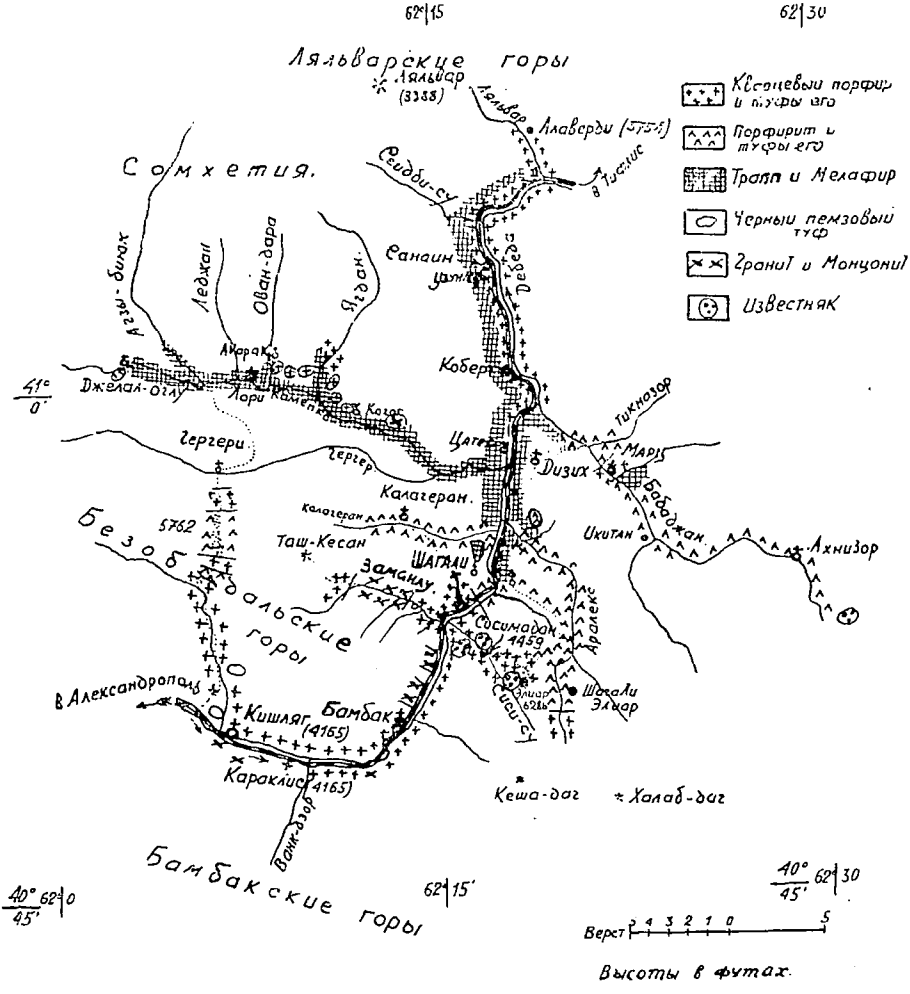


Рис. 1. Схематическая карта района, заимствованная из статьи автора „Petrographische Studien im Kleinen Kaukasus", München, 1911.

Речка Сиси-су течет в своих верховьях в широкой долине, окруженной как бы отдельными куполовидными, до 214 *м* и выше, горами. Обе речки, и Заманлу и Сиси-су, принимают в себя много горных потоков, особенно река Заманлу, являющаяся настолько полноводной, что свободно может быть утилизируема в качестве источника двигательной силы. Особенно важное значение, в качестве источника белого угля, может иметь река Бамбак, в которую впадает река Заманлу.

Отводы в верховьях реки Сиси-су имеют сообщение через рудники бывш. Гриельского, проложившего хорошую колесную дорогу от селения

Сисимадан до железнодорожной станции Шагали на расстояние $3^1/_4$ *км*; что касается следующих $3^1/_4$ *км* выше по реке, до отводов бывш. А. И. Бахчалова, то тут имеется хорошая грунтовая колесная дорога и тропы. От отводов легко могут быть продолжены дороги к железнодорожной станции Шагали, минуя участки бывш. Гриельского, причем длина их не превысит 8,5 *км*. К разведочным площадям в бассейне р. Заманлу имеется на расстоянии $6^1/_4$ *км*, по реке, от железной дороги хорошая колесная дорога, проведенная лесным ведомством для эксплоатации леса, а следующие $3^1/_4$ *км* до самого дальнего отвода — Гюн-Гермез — дорога идет, поднимаясь на гору, в лесу, на левом берегу; но и тут она может быть свободно проложена по левому берегу реки, и тогда путь будет значительно сокращен, так что наибольшее расстояние не превысит 8,5 *км*. Необходимо отметить, что дорога проведена лесным ведомством, которое преследовало свои цели, и, вследствие этого, она 5 раз пересекает р. Заманлу.

2. Геологическое строение местности, в которой находятся описываемые отводы и разведочные площади.

Основанием описываемого района служит гранит, приближающийся к диориту.

В виде больших обнажений он выступает: 1) в долине р. Заманлу, 2) на левом берегу реки Сиси-су; вблизи крепости Сиси-кале. и на вершине г. Турумат, 3) по железной дороге между станциями Шагали и Караклис и 4) вблизи селения Кишляг — выше Караклиса.

В ущелье реки Сиси-су выступает в виде больших обнажений светло-серый плотный туронский известняк с раковистым изломом, к которому и приурочены месторождения медной руды Антониевского отвода (бывш. А. И. Бахчалова).

Господствующей породой местности является кварцевый порфир, образующий мощный покров в сопровождении мощных отложений туфа. Интересно отметить, что как порфир и его туфы, так и известняк рассечены многочисленными жилами изверженных пород. Последние относятся, главным образом, к семейству основных порфиритов и к диабазу; в известняках, в виде жил, выступает также кварцевый порфир. Порфир и сопровождающие его туфы рассечены трещинами, по которым породы сильно помяты и разрушены, образуя глиноподобное вещество, выполняющее жилы. Эти жилы и являются рудоносными. Местами рядом с такими жилами руды наблюдаются и жилы, выполненные темным хлоритом. Рудоносность этих пород проявляется уже во внешних признаках: — в пестрых цветах и окраске вод, вытекающих из них, в богатстве серным колчеданом, проникающим породы в виде мельчайших кристалликов. Вследствие сильного разрушения, порфир местами неотличим от сопровождающих туфов, местами он сильно окварцеван и всегда содержит большое количество пирита. Оруденелыми являются преимущественно части жил вблизи плоскостей скольжения.

Рудой на описываемых участках и отводах является только медный колчедан в сопровождении серного. Последний встречается в очень большом количестве не только в жилах, но, как сказано выше, и в окружающих породах, которые он равномерно проникает в виде мельчайших кристалликов. В жилах же пирит местами образует большие скопления, иногда в виде крупных кристаллов.

Рудоносных жил очень много на всех участках, особенно же на участке Гюн-Гермез, — в бассейне реки Заманлу, где на протяжении нескольких десятков метров можно насчитать несколько десятков жил, как, например, в горе Амперт-юрт. Последние, в общем, выдерживают параллельные направления, при чем в ущелье реки Крватеги-дзор простираются с В на З, а со стороны

реки Заманлу они уклоняются от запада градусов на 40 к северу и потому, возможно, скрещиваются. Простирание жил на отводах по реке Сиси-су почти меридиальное, уклоняясь градусов на 10—20 от С на З. Мощность жил весьма изменчива, начиная от нескольких сантиметров до нескольких метров, особенно если считать всю толщу раздавленных, разрушенных глиноподобных и хлоритизированных участков, импренированных рудой. Мощность отдельных прожилков серного колчедана, сопровождаемого иногда медным, в пределах разведанного А. И. Бахчаловым района не превысила 17 *см*, большей же частью они являются в виде тонких жилок. Насколько показывают разведочные работы, одна и та же жила сильно меняет свою мощность, то сильно раздуваясь, то, наоборот, выклиниваясь, при чем выклинивание наблюдается в различных направлениях как по простиранию, так и по падению — вверх и вниз. Жилы в известняках, как это можно наблюдать на смежных рудниках Гриельского, представляют большие неправильности, образуя скорее серию гнезд, то соединенных между собой жилами и прожилками, то совершенно изолированных. Гнезда имеют размеры до 10 *м*, а соединяющие их жилы от нескольких сантиметров до 70 *см*. Гнезда являются на различных глубинах и прослежены на глубину 17 *м*. Расстояние между гнездами, большей частью, незначительное — нередко менее 2 *м*. При этом здесь следует отметить, что месторождения Антониевского отвода бывш. Гриельского переходят на близком расстоянии на отвод того же имени бывш. Бахчалова и большей своей частью находятся на отводе последнего. Поэтому в свое время А. И Бахчалов на этом участке отдельных разведок не производил.

Процентное содержание руды Антониевских рудников бывш. Гриельского по данным А. И. Бахчалова колеблется до 14%, что в пересчете на металлическую медь соответствует 4,8%. Процентное содержание руды, или меди, для Заманлинских участков в свое время не определялось. Говорить о промышленном значении указанных месторождений не приходится, так как разведки в свое время велись без научного руководства.

Во всяком случае, месторождения заслуживают внимания, и если бы оказались непромышленными как медные, то, вероятно, будут промышленными как серные руды, вследствие изобилия пирита.

3. Описание разведочных работ, произведенных А. И. Бахчаловым.

I. Разведки на западном склоне г. Элаир.

а) Отвод № I (см. рис. 2).

Штольни *A* и *B* заложены в месте соединения оврагов Агачаир-дара и Гюней-дара в одной и той же жиле, вкрест простирания пород. Штольня *A* проведена на С.-З. 350° (или уклоняясь от С на З1 0°), штольня *B* на Ю.-В. 160° (или уклоняясь от юга на восток на 20°).

Жила состоит из разрушенного порфира (?), частью окрашенного в темный цвет, переходящего внутри рудника, под влиянием воды, в глиноподобную липкую массу. Мощность жилы в штольне *A* до 22 *см*, при чем часть ее мощностью 6,5 *см* проникнута халькопиритом, а вся жила—пиритом. Через 10,7 *м* от устья жила раздваивается и вместо отвесной делается наклонной, при чем в правой боковой выработке принимает падение, согласное с окружающей породой, т.-е. С.-В. 40°∠50°, а в самой штольне С.-В. 15°∠60°. В штольне *B* жила идет без расщепления, обнаруживая падение на З. 40°, в то время как падение окружающих пород С.-В. 240—265∠70°. Мощность жилы, проникнутой пиритом, до 90 *см*. На 19 *м* появился также медный колчедан. Боковой породой является кварцевый порфир.

На 30 *м* ниже предыдущей жилы, в которой заложены штольни *A* и *B*, по реке выступает другая подобная же жила с падением Ю.-З. 250°∠65°, т.-е. уклоняясь от З. на Ю. на 20° и с мощностью от 35 *см* до 70 *см*.

б) Отвод № II (см. рис. 2).

На 60 *м* ниже слияния речек Ганзыль-дара-верхняя и Антониевская, против самого нижнего отвода Антониевского бывш. Грнельского, на левом берегу реки заложена штольня *C*; направление ее на С. Она пересекает 2 жилы; кварцевого порфира и рудоносную (вторую) через 6 метров. Простирание жил вкрест штольни, т.-е. с востока на запад.

Гора Турумат (см. рис. 2).

Между оврагами Ганзыл-дара-верхний и Ганзыл-дара-нижний находится высокая гора Турумат, на вершине которой имеются 2 старинные наклонные выработки, одна длиной 3,25 *м* другая 3,5 *м*, в расстоянии друг от труга около 20 — 30 *м*.

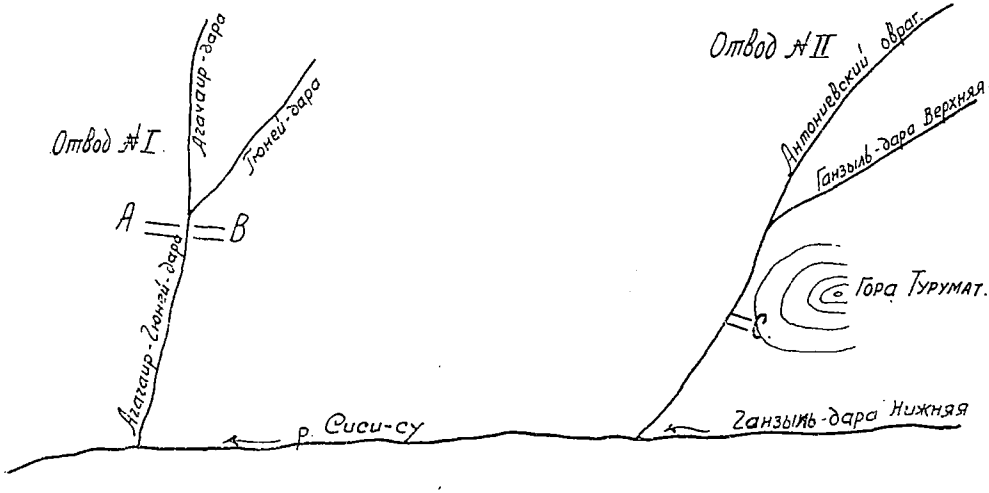


Рис. 2. Схематический план разведки на западном склоне г. Элиар.

Штольни проведены по бурым жилам порфира (?), прорезывающим гранит. Не имея достаточного времени для осмотра, я ограничился только осмотром образцов из жилы, доставленных мне из выработок А. И. Бахчалова. Последним прокладывалась к вершине горы хорошая тропа.

II. Разведочные участки в бассейне реки Заманлу.

а) Разведочная площадь Ицакар № 6712.

Штольня *A'''* длиной 6 *м*, проведена вкрест жилы по направлению С.-В. 10°, (т.-е. уклоняясь с С. на В. на 10°). Она пересекает через 2,14 *м* от устья бурую жилу. Падение жилы Ю.-З. 240 ∠ 60°. Окружающей породой является порфировый туф. Штольня *B'''* проведена на Ю.-В., длина ее около 15 *м*, она пересекает такую же бурую жилу, как и в штольне *A'''*.

Падение жилы Ю.-В. 220 ∠ 50°. Штольня проведена по жилке, богатой серным колчеданом, рис. 3.

б) Разведочная площадь Карганк, № 15058. Овраг Карганк-гобин. Здесь по оврагу наблюдается светлый кварцевый порфир с совершенной плитняковой отдельностью, с падением С.-З. 285 ∠ 30°. Под ним залегает туф светло-серого цвета, импрегнированный кристалликами пирита в очень большом количестве. На левом берегу реки Карганк-гобин проведена по жиле штольня *B'* длиной 3,3 *м* с простиранием С.-В. 10°. Мощность жилы около 0,5 *м*; она представляет сильно разрушенный зеленый туф с включениями обломков порфира.

В расстоянии 64 *м* от р. Карганк по ущелью левого притока, — Салки-так заложена штольня *A'*. В этой штольне большой приток воды. Она пересекает две жилы: № 1 — рудоносная и № 2 — кварцевый порфир. Штольня *A* заложена на Ю., а от нее сделаны две боковые выработки: одна почти на З. (Ю.-З. 260°), а другая на В. Длина западной выработки около 15 *м*, а восточной 7,5 *м*. Жила № 1 представляет сильно пиритизированный туф с небольшим количеством медного колчедана. Жила № 2 представляет кварцевый порфир мощностью в 35 *см*, с простиранием С.-З. 340°. Жила эта искривляется другой. Она появилась в конце забоя штольни *A'*.

Ниже соединения оврага Салки-так, на левом берегу р. Карганк-гобин заложена по красной жиле штольня *C'* около 6 *м* длины: простирание жилы С.-З. 320; она заключена в зеленом туфе. Таких красных прожилков 5. Мощность их около 10—12 *см*; они богаты серным и медным колчеданом. Окружающий туф также богат серным колчеданом. В той же жиле проведена другая штольня на правом берегу реки; она направлена на Ю.-З. 190°;

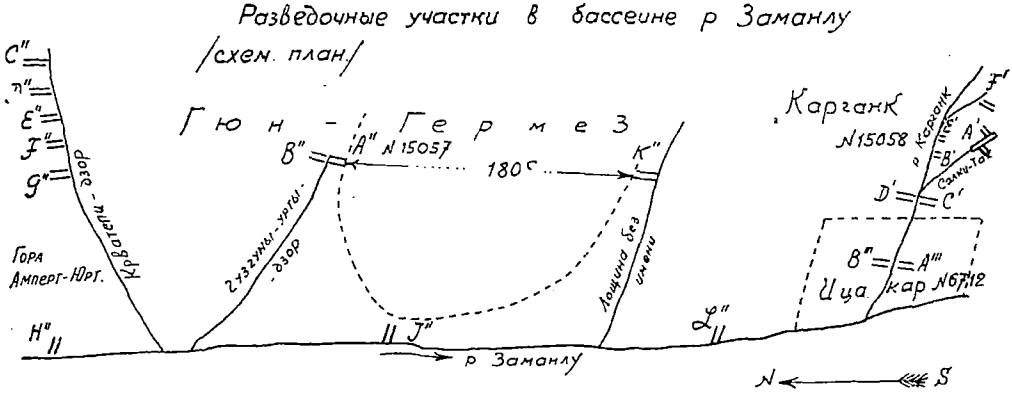


Рис. 3. Схематический план разведочных участков в бассейне р. Заманлу.

жила у забоя штольни выклинилась, протянувшись 10,5 *м*. Мощность жилы книзу увеличивается: в кровле штольни она с палец, а у подошвы около 12—15 *см*. Падение зеленого туфа Ю.-В. 170° — 180° ∠ 50°. В этом месте речки наблюдается по обе ее стороны много тонких красных жил (порфира). Жилы имеют почти отвесное падение, а простирание С.-З. 340°.

Выше штольни *B'* по реке Карганк-гобин, на правом ее берегу, заложена по жиле с простиранием на юг штольня *E'* 2 *м* длиной. Жила состоит из того же туфа, что и с боков штольни. Она заключает 3 тонких прожилка серного колчедана, реже с примесью медного. Прожилки книзу сходятся друг к другу, при чем средний из них отвесен, а 2 боковых наклонены к нему.

Выше штольни *E'* по левой боковой лощине, по левую же ее сторону заложена по жиле с простиранием *NO* 15° штольня *F'* длиной около 4 *м*. Жила по мере удаления от устья штольни расширяется: у устья она до 1,4 *м* дальше вглубь принимает постепенно мощность до 1,75 *м* и состоит, главным образом, из разрушенного туфа с большим содержанием серного колчедана и с небольшим медного, в виде прожилков.

с. Разведочная площадь Гюн-Гермез № 15057. Штольни *A''* и *B''* проведены по одной и той же жиле; штольня *A''* направлена на Ю.-В. 125°, а штольня *B''* на С.-З. 315°. Длина штольни *A''* около 20 *м*, штольни *B''* 13 *м*.

В разрушенной глиноподобной жиле есть фиолетовые участки, сильно обогащенные серным колчеданом. Фиолетовые участки имеют клиновидную форму, острием обращенную кверху, а книзу сильно расширяющуюся (1,4 *м*).

По трещинам ясно заметны плоскости скольжения, с почти отвесными линиями скольжения, и с осевшими по обоим бокам трещины в очень большом количестве кристалликами серного колчедана. Мощность сильно пиритизированной части туфа до 70 *см*. Надо отметить, что в 21 *м* от устья штольни *A''* появился крепкий кварцевый порфир светло-зеленого цвета, с ясным порфировым строением, резко отделяющийся кривой поверхностью от перекрывающего его туфа; в штольне *B''* порфир не встречен. Кварцевый порфир из штольни *A''* в своей наружной оболочке содержит включения кристалликов кварца и медного колчедана.

Надо заметить, что сбросовые жилы наблюдаются в большом количестве по оврагу реки Гузгуны-урты-дзор, при чем как сами жилы, так и боковая порода сильно импренированы мельчайшими кристалликами пирита. Между оврагами Крватеги-дзор и Гузгуны-урты-дзор высоко на склоне горы имеются большие обнажения кварцевого порфира Порфир здесь обнаруживает совершенную пластовую и плитняковую отдельность, с падением на юго-запад 220°∠ 65°.

На правом берегу реки Крватеги-дзор заложена, по глиноподобной темной пиритизированной жилке 18 *см* мощностью, штольня *C''*; через 6 *м* от устья она пересекла темную хлоритовую жилу, видную снаружи штольни влево. Длина штольни *C''*—12 *м*, она проведена на запад; мощность разрушенного участка до 5,6 *м*. Хлоритовая жила имеет простирание с В на З, при чем к концу забоя и вниз утончается.

Метров на 6 по отвесу ниже штольни *C''* заложена штольня *Д''*. Эта штольня проведена в разрушенном порфире (?), но здесь нет хлоритовой жилы. В остальном наблюдаются все условия штольни *C''*. В начале штольни *Д''* кроме пирита наблюдалось незначительное количество медного колчедана. Заложена штольня по направлению В.-З., то, есть по направлению господствующего простирания жил, выступающих по этому оврагу. Метров на 6 ниже штольни *Д''* заложена штольня *E''* в том же зеленом порфире, образующем разрушенный участок в виде отвесной жилы; длина штольни *E''*—15 *м*. Простирание жилы В.-З; к концу забоя она в кровле штольни имеет до 10—12 *см*, а книзу расширяется до 22 *см*. Жила и боковая порода равномерно проникнуты пиритом; скоплений пирита не наблюдалось. Жила внутри штольни образует, от воды, глиноподобную массу. Ниже штольни *E''* по ущелью реки Крватеги-дзор наблюдается очень много подобных жил с незначительной мощностью (до 18 *см*); некоторые из них параллельны между собою, другие нет и, повидимому, скрещиваются между собою. Все они более или менее сильно пиритизированы.

Ниже штольни *E'* по отвесу на 21 *м* заложена штольня *F''*; длина ее 21 *м*; через 2*м* от устья она пересекает жилу в 70 *см* мощности, имеющую простирание В.-З. Штольня направлена на Ю.-З. 250°. Жила сильно пиритизирована и богата содержанием медного колчедана. Ниже *F''* на 4 *м* (по отвесу) заложена штольня *G''*. Длина ее около 5 *м*, направлена она Ю.-З. 260.

Усиленной минерализации и обособленной жилы здесь не видно. Все штольни от *C''* до *G''* включительно заложены с целью исследовать гору Амперт-юрт; с этой целью же заложена в ущелье реки Заманлу, выше слияния р. Крватеги-дзор (в расстоянии 160 *м*) еще одна штольня (*H''*); направление ее С.-З. 310, длина 8 *м*. Жила в штольне становится глинистой и сильно проникнута серным колчаданом; медного колчедана не наблюдалось. Выше штольни *H''* по ущелью реки Заманлу наблюдается, так же как по ущелью р. Крватеги-дзор, много подобных жил различной мощности; есть также темные жилы, повидимому, диабаза (?). Простирание жил преимущественно С.-З.

Нужно отметить, что во всех штольнях, заложенных в горе Амперт-юрт, есть много воды.

Ниже слияния р. Гузгуны-урты-дзор с р. Заманлу заложена по жиле штольня *I''* на левом берегу реки Заманлу. Она проведена в зеленовато-

сером побуревшем туфе; длина ее 24 *м*. Простирание жилы С.-З. 290°, мощность ее у устья штольни 35 *см*, а к концу забоя она выклинивается; внутри штольни жила глиноподобна и пиритизирована. Медного колчедана в этой жиле не наблюдалось.

В левой боковой лощине р. Заманлу, в расстоянии 385 *м* от штольни *A''*, считая по прямой линии, и 128 *м* от места соединения с р. Заманлу, заложена штольня *K*.

Длина ее 30 *м*, она идет по жиле и делает поворот, возвращаясь опять к первоначальному направлению В. З., так что это направление может быть принято за среднее простирание жилы. Мощность жилы в начале штольни до 70 *см*, а затем к концу забоя уменьшилась до 9 *см*. Как жила, так и окружающая порода равномерно проникнуты серным колчеданом. Медного колчедана—следы.

На левом берегу р. Заманлу, в 320 *м* от слияния с ней р. Гузгуны-урты-дзор, заложена штольня *L''*, самая нижняя на участке Гюн-Гермез; она длиной 21 *м* и идет по контакту с жилой темной породы мощностью в 45 *см*.

Жила, по которой проведена штольня, представляет разрушенный туф (?), в конце забоя она около 100—105 *см* мощностью, богата серным и медным колчеданами.

4. Краткое описание пород.

Кварцевый порфир. По внешнему виду порода приближается к типу Feldsteinporphyr, но без видимых порфировидных выделений, реже—к Fleckenporphyr с большим количеством выделений полевого шпата, величиной до 1 *мм*, принявших от разрушения форму белых пятен. Порфировидные выделения кварца наблюдаются реже (урочище Гюн-Гермез). Цвет порфира преимущественно светлозеленый, светло-серый и даже белый.

Под микроскопом порода представляется сильно разрушенной; продуктами разрушения являются, главным образом, серицит и хлорит, реже кальцит. Основная масса чаще фельзитовая, реже флюидальная, сферолитовая и перлитовая. Порфировых выделений обыкновенно мало, и они, главным образом, состоят из плагиоклаза, который настолько разрушен (превращен в серицит, реже в кальцит), что очертания его исчезли, и полисинтетические двойники наблюдаются редко. Из основных минералов только в штуфе от скал между речками Крватеги-дзор и Гузгуни-урты-дзор (урочище Гюн Гермез) можно наблюдать выделения биотита, а, вообще говоря, от последнего не осталось и признаков; взамен его наблюдается хлорит. Порфировые выделения кварца обнаруживают явления катаклазы, давая при скрещенных николях волнообразное затемнение.

Из побочных составных частей в большом количестве наблюдается пирит в виде мельчайших кристалликов размерами до 1 *мм*. То обстоятельство, что пирит является в свежем виде, в то время как порода сильно разрушена, указывает нам, что он и сопровождающий его медный колчедан принесены теми самыми агентами, которые разрушающим образом подействовали на породу.

Туф кварцевого порфира. Эту породу часто трудно отличить от самого перфира, в виду их одинакового внешнего вида, обусловленного сильной степенью разрушения обоих. Только в урочище Карганк-гобин туф имеет брекчиевидное сложение и потому легко отличается от порфира.

Август. 1911 год.
Екатеринослав. Горный Институт.

Инж. А. А. Анискович.

Разведка вольфрамитов Забайкалья в 1926 году.

Летом 1926 года трестом „Редкие Элементы" была поставлена разведка вольфрамитовых месторождений Забайкалья, перешедших к тресту осенью 1925 года. Поисково-разведочные работы велись на Белухинском вольфрамитовом руднике, ныне эксплоатируемом трестом, на бывшем руднике Букуке и на месторождениях Большого и Малого Соктуя.

Все эти месторождения находятся в Читинском округе Забайкальской губ., в пределах 50°40′—51°40′ сев. шир. и 116—117° вост. долготы (от Гринвича), к северу от Забайкальской жел. дороги, со станцией которой Хадабулак связаны шоссейными дорогами. В то время, как южная часть района — Б. и М. Соктуй лежат в лесостепи, самое северное из месторождений — Белуха уже всецело расположена в таежной местности, с типичной для этого района растительностью.

Рельеф местности значительно сглажен, и лишь возвышенности Газимур-Ононского хребта и Кукульбея, служащие водоразделами между притоками р. Онона, поднимаются над окружающей местностью на 150—200 *м*, при абсолютной их высоте до 1300—1400 *м*. Наиболее изрезанная речками и логами северная лесная часть района несет и большее число обнажений.

Геологически район представлен палеозойскими (?) глинистыми сланцами, песчаниками и конгломератами, среди которых островами выступают граниты. Выхода гранитов и являются главными носителями рудоносных кварцевых жил. Кроме естественных обнажений, в общем незначительных, склоны возвышенностей гранитных выходов покрыты мощными осыпями.

Задачей поисково-разведочных работ треста было выяснение степени благонадежности месторождений, учет запасов руды в них и накопление данных для выбора рациональной системы разработки каждого отдельного месторождения. Имевшиеся литература и архивный материал не давали полной характеристики месторождений и лишь определенно указывали на их недостаточную разведанность, постановка же эксплоатационных работ, вызванная условиями военного времени, была, до очевидности, не рациональна.

Работы первого года, в силу ограниченности отпущенных средств, к тому же еще сокращенных в процессе работы, ограничились, главным образом, поисками и прослеживанием новых жил на Белухе, Букуке частью на Б. и М. Соктуе. В результате 3-х месячных разведочных работ для обследованных районов установлено:

По Белухинскому месторождению. Месторождение и рудник того же наименования лежат в 100 *км* от ст. Хадабулак. Эксплоатационные работы ведутся на южном склоне г. Белухи, служащей водоразделом между р.р. Тургою и Ундой (притоки Онона, рис. 1).

Г. Белуха расположена в гранитном массиве, прорезанном сетью кварцевых жил и прожилков. Наблюдаются два господствующих направления жил: главное с азимутом 120°—145° и секущее его меридиональное. Жилы выдержаны по простиранию, мощности и сохраняют одинаковый приблизительно угол падения (75—85°), что при условиях Белухинского рельефа создает весьма выгодные условия для разработки их штольнями по простиранию. Наблюдается иногда расщепле-

ние жил на 2—3 прожилка и затем их соединение снова в одну (см. рис. 2 и 3).

Распределение вольфрамита в жиле, судя по наблюдениям эксплоатируемых жил, не равномерное. По протяжению обогащенные участки чередуются с разубоженными. В вертикальном сечении эти обогащенные части, повидимому, образуют столбовое распределение вольфрамита в жиле. Характер изменения обогащенных участков, в вертикальном направлении, пока не установлен.

На обследованном южном участке г. Белухи разведочными работами обнаружено свыше 50 кварцевых прожилков и жил мощностью от 5 до 65 *см*. Относят к категории промышленных лишь жилы превышающие 15 *см* мощности; мы имеем здесь 7 промышленных жил, кроме 3-х, вскрытых кабинетскими работами. Прослежены жилы в общем на 3000 *м*, причем каждая в отдельности на 50 и до 800 *м*.

Опробование, произведенное пока лишь на одной из вновь открытых наиболее богатых вольфрамитовых жил, дало среднее содержание концентрата 1,6%, относимых ко всей мощности жилы.

Рис. 1. Белуха. Общий вид рудничного поселка.

Рис. 2. Белухинский рудник. Жила „С“ (раздвоение жилы).

Для учета запасов месторождения в целом данных еще далеко не достаточно, но, имея в виду, что разработками в вертикальном направлении жилы обнажены на 150 *м*, а разность между их выходами на вершине г. Белухи и нижними обнаженными частями превышает 200 *м*, можно считать запас $(Fe, Mn)WO_4$ в разведанной части месторождения не менее 3500—4000 тонн.

Старыми работами и наличием осыпей оконтуривается еще часть месторождения, подлежащая разведке и превышающая разведанную в 2—$2^1/_2$ раза. Таким образом запасы вольфрамита в Белухинском месторождении можно считать в 10000—15000 *т*. на ограниченную сравнительно глубину в 200 *м* от вершины г. Белухи.

Из всех подлежавших разведке в 1926 г. вольфрамитовых месторождений — Белухинское производит наиболее выгодное впечатление как по богатству, так и по удобствам эксплоатации.

По Букукинскому месторождению. Букукинское месторождение, расположенное к ю.-з. от Белухи, в области контакта гранитов со сланцами, в общем носит те же черты, что и Белухинское. Наблюдаются те же два господствующих типа жил,—юго-восточного направления и меридионального. И здесь оба типа вольфрамитоносны. Отличительной чертой Букукинских жил сравнительно с Белухинскими является отсутствие в них того постоянства простирания и мощности, какими характеризуются первые.

Помимо того, для Белухи характерно присутствие, наряду с жилами, кварцевых штоков с весьма разнообразным богатым оруденением и значительным содержанием вольфрамовых руд (вольфрамит и шеелит).

Так, на восточном склоне г. Белухи прежними работами вскрыт (разрез № 18) шток кварца, площадью около 100 × 40 *м*, уходящий вглубь на неопределенную глубину. Помимо вольфрамита в 18-ом разрезе имеется шеелит, висмутовый блеск и сульфиды железа, меди.

Разведочными работами в сентябре 1926 г. на юго-зап. склоне вскрыт подобный же выход кварца сечением 7 × 4 *м* сильно обогащенный вольфрамитом с содержанием концентрата в руде до 3%. В кварце наблюдается 2 вида распределения вольфрамита—ленточное и гнездовое.

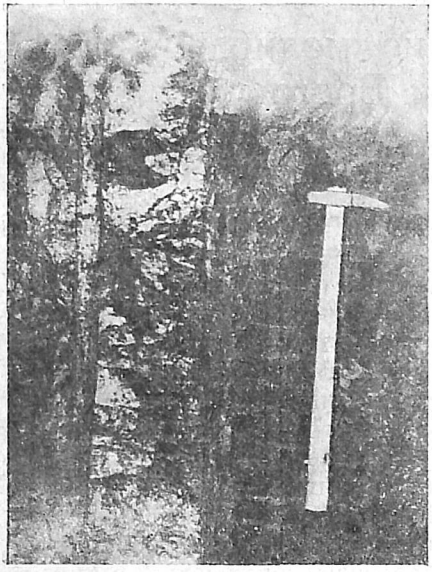


Рис. 3. Белухинский рудник. Жила вольфрамита.

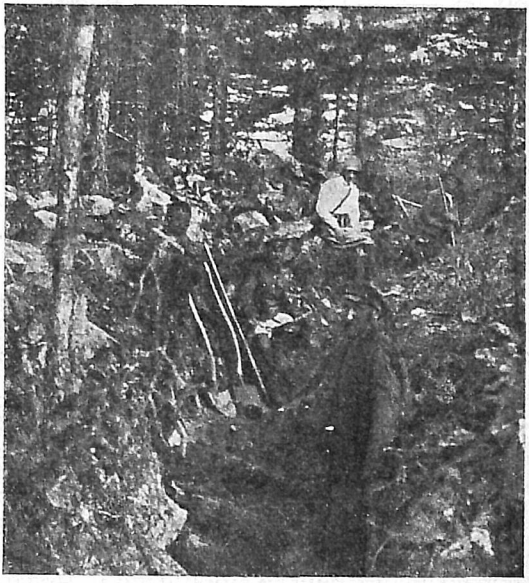


Рис. 4. Букука. Разведочная канава.

Из жил Букукинского месторождения наибольший интерес представляет „Мачеха", эксплоатировавшаяся кабинетом наряду с другими жилами и выходами кварца на западном склоне горы, мощность ее в местах раздувов достигает 2½—3 *м*. Для разведки жилы на глубину и подготовку ее к эксплоатации вкрест простирания задана штольня, имеющая подсечь жилу на глубине 25 *м* от ее выхода на поверхность.

Букукинское месторождение, как и Белуха, требует дальнейшей разведки и ждет детального минералогического изучения (рис. 4).

По Большому и Малому Соктую. Месторождения Б. Соктуя (Антонова гора, Ачикан) и М. Соктуя (Тоготуй, Тутхалтуй) занимают южную часть разведываемого района (хребет Кукульбей), детально обследованный Докторович-Гребницким.

Работы здесь велись в небольшом масштабе в районе прежних эксплоатационных выработок и установили второстепенное значение коренных месторождений района сравнительно с месторождениями северной группы.

Кроме разведки коренных месторождений на Б. Соктуе велись поисковые работы на россыпной вольфрамит. Опыт разведки и про-

мывки россыпей ставился в июле-августе на Белухе и Букуке. Работы, поставленные на Белухе, дали положительные результаты. Разведка падей и логов Антоновой горы нащупала в Антоновском логу россыпь, которая после предварительной расшурфовки с весны будет передана для пробной эксплоатации. Содержание вольфрамита достигает 0,1%, что при мощности наносов в 3 *м* и ширине россыпи до 150 *м* обещает значительные запасы концентрата. Оконтуривание россыпи и ее разведка еще не закончены.

Март 1927 г.
Москва.

Н. А. Смольянинов.

Пластунское месторождение молибденового блеска на Дальнем Востоке.

(Предварительный отчет поисково-разведочной партии треста „Редкие Элементы" о работах летом 1926 г.).

Пластунское месторождение молибденита находится в 550 *км* к северу от Владивостока на берегу Японского моря, в 20 *км* южнее бухты Джигит, где имеет остановку пароход, обслуживающий Уссурийское побережье. При организации Пластунской поисково-разведочной партии было достаточно данных для того, чтобы предполагать рентабельность этого месторождения. По имевшимся указаниям на подсчеты запасов последние определялись в количестве до 348 тонн. Эта цифра позволяла рассчитывать на устройство и работу рудника уже в ближайшее время.

Месторождение молибдена находится на бывших заявочных площадях на медь Сибирского Горнопромышленного Акционерного Общества Пеппель и Озмидов. Медь обнаружена во многих местах южнее бухты Пластун по берегу моря и по р. Яуцзыхэ (Иохецзы), впадающей в бухту Джигит. Медная руда представлена медным и серным колчеданами и залегает в изверженных породах в связи с порфирами. Кроме нее наблюдается мышьяковый колчедан и иногда сульфиды цинка и свинца. Пластунско-Джигитский район, простираясь по притоку Яуцзыхэ Синанце и другим, близко подходит к южнее расположенному Тетюхинскому, одному из крупнейших у нас серебро-свинцовых и цинковых месторождений. Молибденовые выходы на упомянутой площади известны только в одном месте (заявка Пеппеля № 5) и были открыты при разведке на медь в 1912 году. В отчетах общества за 1913 г. содержание MoS_2 в средней пробе из этого месторождения определяется в 10,6%, а упомянутый выше подсчет молибдена был сделан будто бы для жилы, прослеженной на 5,5 *м* по простиранию и 10 *м* по падению при мощности в 2,25 *м*, на что указания имеются в отчете горной экспертизы от 1915 г. Основываясь на этом месторождении, Пеппель и Озмидов обращались в 1916 г. в Центральный Военно-Промышленный Комитет с предложением поставки до 100 000 пуд. молибденовой руды с содержанием до 10% металла. Специальная разведка на MoS_2 ими не производилась.

Наша разведка обнаружила следующее.

Месторождение MoS_2 находится в сплошном гранитном выходе, обнаженном на протяжении около 2 *км*. Между морем и скалами

в этом месте расположена каменистая прибойная полоса шириною от 30 до 40 *м*. По ней доступ к скалам со стороны моря свободен, но самые скалы, вследствие крутизны их склонов и сильной трещиноватости пород, трудно доступны. Со стороны материка береговой уступ недоступен совершенно. Молибденовый блеск встречается во многих местах северного конца береговой полосы распространения гранитов. Ввиде мелких включений он рассеян в тонких кварцевых прожилах и наблюдается как in situ, так и в осыпях среди гранита. При поисках молибдена Пластунская партия пользовалась услугами местного жителя Ю. Д. Поносова, знакомого с выходами руды по прежним работам у О-ва Пеппеля. По указанию Поносова небольшая разведка Пеппеля в 1913 г. на молибденовый блеск производилась

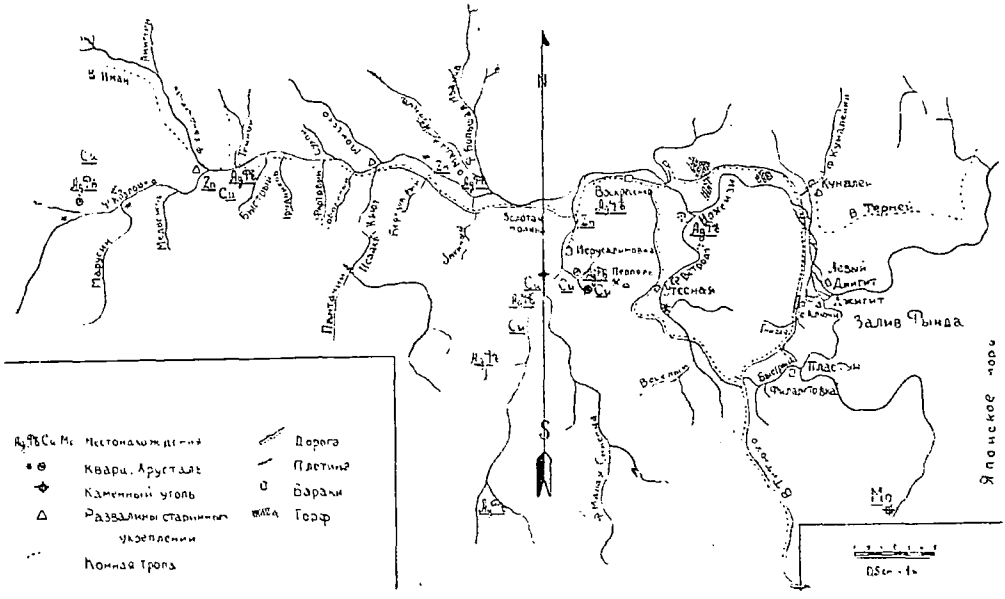


Рис. 1. Карта долины р. Иохецзы (Яуцзыхэ).

на участке, засыпанном ныне громадной осыпью. В этом месте сохранились следы когда-то устроенного помоста, а в самой осыпи были встречены куски с молибденовым блеском, не заходившие выше некоторого горизонта.

Предпринятая расчистка обнаружила „псевдо-жилу" гранита, отграниченного параллельными плоскостями от остальной гранитной массы и сильно измененного последующими процессами. Полевой шпат в ней почти нацело перешел в зеленоватый стеатито-подобный минерал, оказавшийся при анализе серицитом. В нем наблюдаются местами кристаллы пирита. Мощность „жилы" около 2,5 *м*. По всем данным это и есть та жила, которая описана в отчетах Об-ва Пеппеля. После расчистки с применением взрывных работ не оставалось сомнения, что эта жила ни в каком случае не представляет места исключительного обогащения молибденом. MoS_2 в ней встречается постольку, поскольку он находился прежде в захваченной разрушением гранитной полосе. Следить эту жилу дальше не было никакого интереса, так как ту же, приблизительно, картину можно наблюдать во многих других пунктах гранитного выхода, в котором изменение гранита и переход его в серицитизированную породу являются обычными

и связаны, повидимому, с глубокими разломами по отдельности в направлении NW 320—330, с углом падения близким к 90°. В описанной расчистке № 1 в середине забоя выступила секущая, независимая жила кварца со слабым падением NO, около 80°, мощностью от 0,02 до 0,1 *м* с молибденовым блеском, цинковой обманкой, свинцовым блеском, плавиковым шпатом и кальцитом, при чем металлы и CaF_2 в ничтожном количестве, MoS_2 больше чем в предыдущей. Кварц темный, может быть от выделившихся мелко рассеянных сульфидов и в том числе от молибденита. Впечатление таково, что перед нами кварцевая жила с MoS_2 того же типа, как и все мелкие жилы в граните, но только вновь вскрывшаяся в позднейшее время и послужившая путем для циркуляции растворов так же, как это было замечено и на вертикально идущих псевдо-жилах гранита. Последняя из упомянутых жил, выделяясь мощностью кварцевой части и несколько бо́льшим содержанием MoS_2, представляла интерес особенно в связи с вопросом, откуда разведка Пеппеля могла насчитать сотни тонн молибденита в этом пункте. Чтобы проследить жилу по падению в краях осыпи и посмотреть нет ли других аналогичных жил более или менее параллельных этой, но закрытых осыпью, была сделана попытка вскрыть осыпь канавой (расч. № 6). Оказалось, что обрыв отодвигается высоко в гору и подходит близко к месту первоначально заданной расчистки (№ 1). Никаких новых жил при этом встречено не было. Что касается прежней жилы, то она в сторону берега разветвляется на мелкие апофизы и выклинивается. Одновременно с расчисткой № 1 происходила выемка гранита в 3-х других пунктах с целью выяснения характера и распределения MoS_2 в породе и учета его количества. 1. В северной части гранитной полосы почти у контакта с кварцевыми порфирами, имеющими здесь громадное распространение и окружающими выход гранита со всех сторон, обнаруживается заметное обогащение гранита MoS_2. На выбранном участке (расчистка № 2) гранит пересекается кварцевой жилой до 2 *см* (местами слабо открытая) с крупными листочками MoS_2. Оказалось, что на небольшом сравнительно погоне содержание MoS_2 в кварце и вообще в породе сильно колеблется, но раз в кварцевой жиле есть молибден, он сохраняется в ней по простиранию, хотя и может уменьшаться в количестве. Жила может резко утоняться, ветвиться и выклиниваться, однако молибденит в ней прослеживается до самых тонких ее ответвлений. Иногда жила исчезает совсем, но на ее продолжении в свежем и плотном граните, как правило, наблюдаются резко выраженные поверхности, выделяющиеся тем, что на них отложились тонкие пластинки, блестки MoS_2 без видимого жильного кварца. При чем направление этих поверхностей и самых жил отвечает направлению одной из обычных в данном граните трещиноватостей. Кроме кварцевых жил молибден находится вне их, но преимущественно в ближайшем с ними соседстве, в зернах породообразующего кварца и полевых шпатах, представляя изредка небольшие местные скопления. Произведенная в этом пункте отборка MoS_2 дала следующие результаты: концентрат оказался равным 53 *кг* на 2,25 $м^3$ породы. В средней пробе его содержание MoS_2 определилось $= 0{,}47\%$, что отвечает $0{,}004\%$ MoS_2 из расчета на все количество вынутой породы, при всей, при этом, тщательности отборки. 2. В пункте № 4 наблюдался ряд параллельных кварцевых жилок с MoS_2. Представлялось возможным, что они сольются или приведут к местному раздутию системы молибденовых жил. Ожидания не оправдались. Жилы частью выклинились, частью сохранили характер капиллярно-тонких прожилков, уходящих вглубь

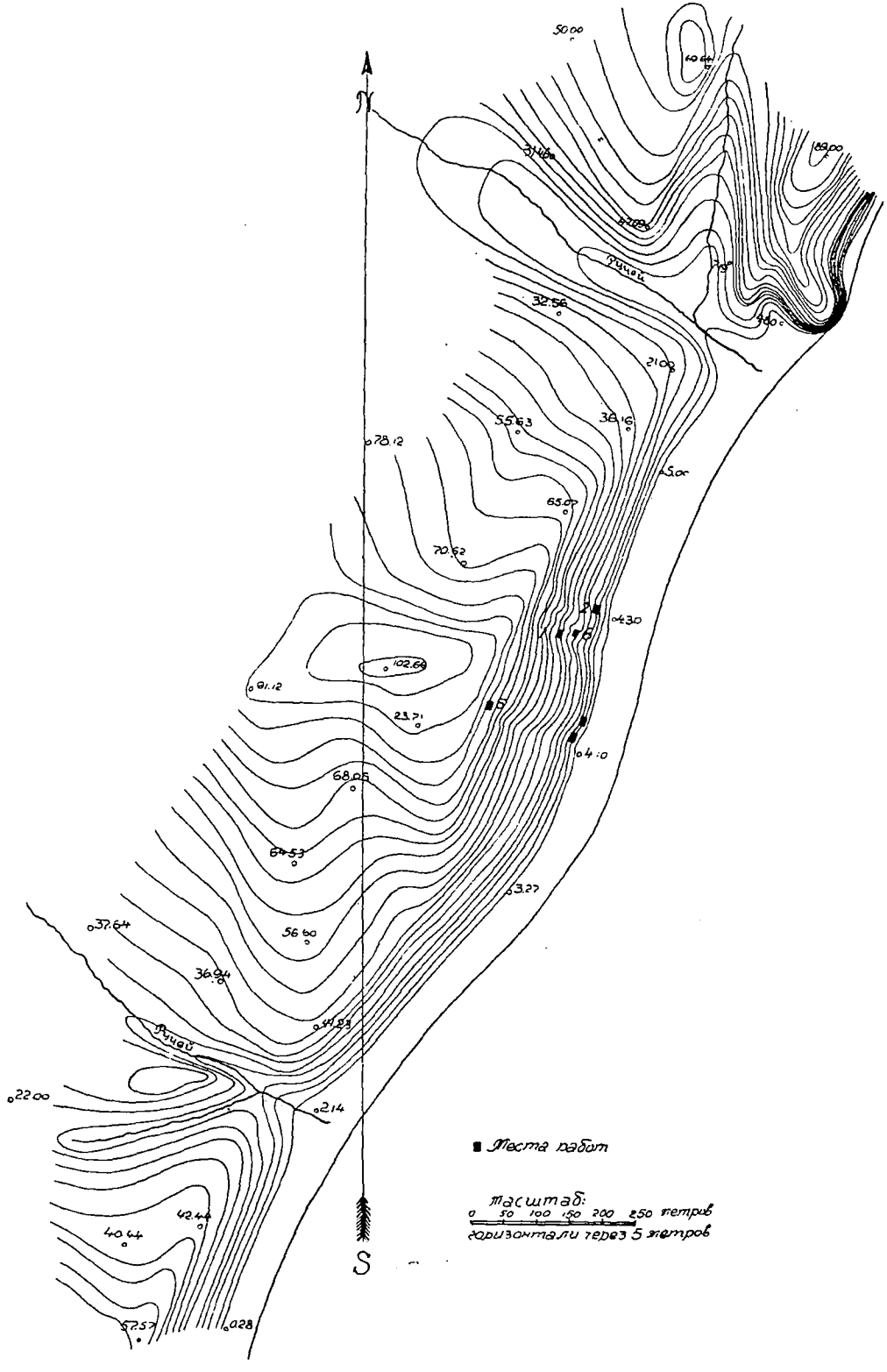


Рис. 2. Топографическая карта района Пластунской разведки, в 20 км к югу от бухты Пластун.

гранитной скалы. Отобранный концентрат весом 60 *кг* на 3 $м^3$ содержит MoS в еще меньшем количестве, чем, было указано в предыдущем случае. 3. В граните без кварцевых жилок, хотя и в недалеком соседстве с таковыми (расчистка №3), практически молибдена не оказалось. Наконец, в средней части гранитной полосы высоко в горе (расчистка № 5) была прослежена кварцевая жила мощностью до 0,15 *м* почти горизонтального залегания с сульфидами молибдена, цинка и свинца, с плавиковым шпатом и кальцитом в сильно разрушенном граните. Она в точности напоминает полого падающую жилу в расчистке № 1 и хорошо прослеживается на протяжении по крайней мере 20 *м* в отвесной стене гранита. На ее примере еще раз подтвердилось малое содержание MoS_2 в жилах этого типа, непостоянство мощности жил и привход вторичного процесса с привносом сульфидов цинка, свинца и др.

Кроме отмеченной узкой полосы в граните, MoS_2 не был встречен нигде в другом месте, как в граните того же выхода, так и в гранитах других пунктов на побережье, ближайших к разведанному, а равно и в сопровождающих гранит породах.

Судя по характеру залегания Пластунский молибденит следует признать магматическим по происхождению. Он отложился в кварцевых жилах особого типа, относящихся к первичным жилам в застывающем граните. Под микроскопом в шлифе виден пегматитовый характер этих жил. В них кварц незаметно переходит в породообразующий кварц боковой породы. Это понятно, если допустить пегматитовую природу жил, так как в этом случае отдельные кварцевые зерна в граните на границе с открывающимися трещинами могли продолжить свой рост в условиях первоначальной для них магматической кристаллизации. Жилы заканчиваются тончайшими капиллярными трещинами, в которых MoS_2 находится не в кварце, а среди зерен полевого шпата, что можно объяснить пневматолизом молибденита в тончайшие поры открывшихся трещин. Количество MoS_2 по отношению к жильному кварцу не велико. Оно уменьшается с увеличением мощности жилы до почти полного исчезновения молибдена. Наблюдающаяся картина указывает, что MoS_2 не находится в исследованной полосе гранита в достаточном количестве. Может быть он только отчасти концентрировался здесь, но вероятнее, что его количество в первоисточнике было не велико, иначе при предполагаемом вневматолитическом процессе была полная возможность иметь выполнение молибденовым блеском не только капиллярных, периферических, но и более значительных трещин, где однако MoS_2 выделился в следующий момент, одновременно с кварцем. Есть указания, позволяющие отнести полосу обогащения молибденом гранита к краевой зоне последнего.

Отмеченное нахождение молибденита в жилах иного типа, с сульфидами свинца, цинка и плавиковым шпатом позволяет допустить в них MoS_2 иного генезиса по сравнению с вышеописанным, но говорить о крупном масштабе этого процесса пока нет никаких данных. Однако, самый факт нахождения MoS_2 вместе с PbS и ZnS представляет интерес, так как он наводит на мысль о вероятности нахождения MoS_2 вообще со свинцовыми рудами в некоторых свинцовых месторождениях, подтверждением чему служат обычные в свинцовых рудниках находки вторичных молибденовых минералов, одним из которых является вульфенит ($PbMoO_4$). Так, например, в недавнее время значительное количество вульфенита было встречено в Сулейман-сайском свинцовом месторождении в Семиреченской области.

Связь молибденового блеска с медными рудами не ясна и вместе с ними молибденовый блеск не был найден.

Для Пластунского месторождения видимые запасы MoS_2 ничтожны так же, как и предполагаемые на основании сделанных и отчасти описанных выше наблюдений, Кроме того, по характеру залегания руды месторождение представляет трудности, что еще более понижает его ценность. Молибденовый блеск рассеян в тонких прожилках от 2,5 *см* до долей миллиметра, слишком удаленных одна от другой, не позволяющих захватывать их одним забоем. Прожилки не постоянны по мощности, часто выклиниваются, словом представляют все трудности неправильного гнездового месторождения. Нужно отметить трудность первоначальной отборки руды. Кварцево-молибденовые жилы настолько тесно срослись с боковой породой, что отделить такую жилу в чистом виде не представляется возможным, ее нужно отбивать, захватывая при малых размерах жилы по мощности во много раз большее количество пустой породы. Из изложенного видно, что запасы и условия залегания Пластунского MoS_2 настолько неблагоприятны, что их не могут искупить самые выгодные условия географического положения.

Собранный разведкой интересный петрографический материал обрабатывается в Исследовательском Институте Минералогии и Петрографии 1 Моск. Госуд. Унив.

20 февраля 1927 г. Москва.

Горн. инж А. А. Розин.

О генезисе некоторых месторождений бурых железняков по западному склону Южного Урала.

Знакомясь с вопросами геологического исследования как Южного Урала, так и всего Урала в целом, можно видеть, как геологическая мысль постепенно эволюционировала от изучения отдельных месторождений к изучению комплекса таковых, ставя вопросы указанного изучения уже в региональном масштабе. Если в работах Краснопольского (1, стр. 87), посвященных Южному Уралу, отмечается лишь географически линейность расположения железорудных месторождений вне их генетической связи друг с другом, то Заварицким (2) вполне определенно уже ставится вопрос о региональном изучении рудоносности, и намечаются отдельные металлогенические зоны. При подобном подходе к делу приобретают важное значение и те многочисленные мелкие месторождения, упускавшиеся из виду в первом случае, так как масштаб их природных рессурсов не возбуждал особенного интереса в деле их изучения; между тем, представляется вполне вероятным, что многие мелкие месторождения, отличаясь лишь своим масштабом, принадлежат к обедневшему отпрыску одного и того же знатного рода, и значение их в деле изучения природы отдельного типа месторождений является вполне равноценным. Наше знакомство по месту постоянной службы ограничивается, главным образом, дачей Катав-Ивановского завода, отчасти Юрюзанского, а потому в дальнейшем изложении будем повествовать преимущественно об этом районе, извлекая по другим смежным районам те данные из имеющихся литературных источников, которые необходимы для наших выводов. Необходимо отметить, что именно по этому району геологическая литература не является обильной, так как геологические исследования коснулись главным

образом, соседних Бакальских рудников с северо-востока, захватили дачу Саткинского завода с востока, дачу Инзерского с юга и район Комаровско-Зигазинских месторождений.

Географическое распространение месторождений и их связь с определенными геологическими горизонтами.

Обращаясь к довольно многочисленной литературе, посвященной рудным образованиям Южного Урала, мы можем видеть, что сланцевая рудоносная зона относится по преимуществу к $Д_1^1$, т.-е. нижнему ярусу нижнего отдела девонской системы. Краснопольский (1) отмечает особенно отчетливо выраженную непрерывность крайней западной полосы месторождений бурого железняка к югу от Бакала, фиксируемую следующими месторождениями—близ дер. Самодуровки (Куткурские рудники, Лапшинский), по Тюльмени, Ревете, Куш-елге, Катаскину, Метеза, Калишты, в Зигазинской и Комаровской дачах, а также по Лапе и Нугушу, и, отделенную от остальных лежащих к востоку месторождений непрерывной цепью кварцитовых хребтов — Зигальги и Нары, М. Яман-Тау, Карагаш и Юрмы.

На основании некоторого знакомства нашего с районом этой полосы в пределах дачи Катав-Ивановского завода мы могли бы несколько усилить эту непрерывность.

Дорога от д. Самодуровки (Верх-Катавки) до д. Тюльмени и далее по р. Тюльмени до границы с дачей Инзерского завода проходит в верховьях и по среднему течению р. Тюльмени, где, согласно наблюдениям Ковалева (4, стр. 245), имеют место сланцы $Д_1^1$. Мы можем указать в этой полосе рудники Куртамышский по Куртамышскому рукаву в 8,5 *км* к С.-В. от д. Тюльмень и Федотов в 6,5 *км* по тому же направлению. Южнее д. Тюльмени Байгазинские рудники и еще южнее рудники Инзерской дачи. Рудники эти обладают незначительными разносами, так как разработка их, как и целого ряда других заброшенных рудников производилась в свое время подрядчиками или отдельными лицами, которые поставляли руду из тех мест, где им удавалось таковую найти, при чем ими выбиралась лишь такая руда, которую можно было легко извлечь, т.-е. без значительной вскрыши и разборную; поэтому, заброшенность рудников не должна еще знаменовать собою неблагонадежности месторождений. По обеим сторонам этой же дороги нам проводником из д. Самодуровки был указан целый ряд пунктов, где под незначительным слоем наносов залегает разборная руда аналогичного характера среди сланцев и самая дорога почти сплошь усеяна гальками руды. К северу от Куткурского рудника можно упомянуть следующие пункты, в которых, по данным, имеющимся в Катав-Ивановском заводе, находятся признаки железных руд: Куткурская шишка в 8,5 *км* от Куткурского рудника вниз по течению р. Куткурки, в 7 *км* от д. Меседы по направлению к д. Екатериновке (вероятно в долине р. Буланки), Усанов рудник в 2 *км* от Меседы по дороге в с. Тюлюк, г. Могильская в 1 *км* от Меседы и Буланские шишки по течению р. Меседы, впадающей в р. Буланку в 6,5 *км* к северу от д. Меседы. В 8,5 *км* к северу от этого пункта уже находятся известные Бакальские месторождения.

Для характеристики данной сланцевой рудоносной полосы можно отметить, что она расположена на стыке двух резко отличных пород — кварцитов, слагающих сравнительно высокие хребты Зигальги и Нары, с одной стороны, и Сухих гор, с другой, и известняков и, по крайней мере, в пределах Катав-Ивановской дачи занимает пониженные части рельефа между хребтами, где протекают начиная с севера реки: Буланка, впадающая с правой стороны в р. Юрюзань, р. Куткурка, впадающая в нее слева, и р. Тюльмень впадающая уже в р. Инзер.

Краснопольский (5) в „Геологическом очерке окрестностей Лемезинского завода", расположенных значительно западнее нашего района, описывает целый

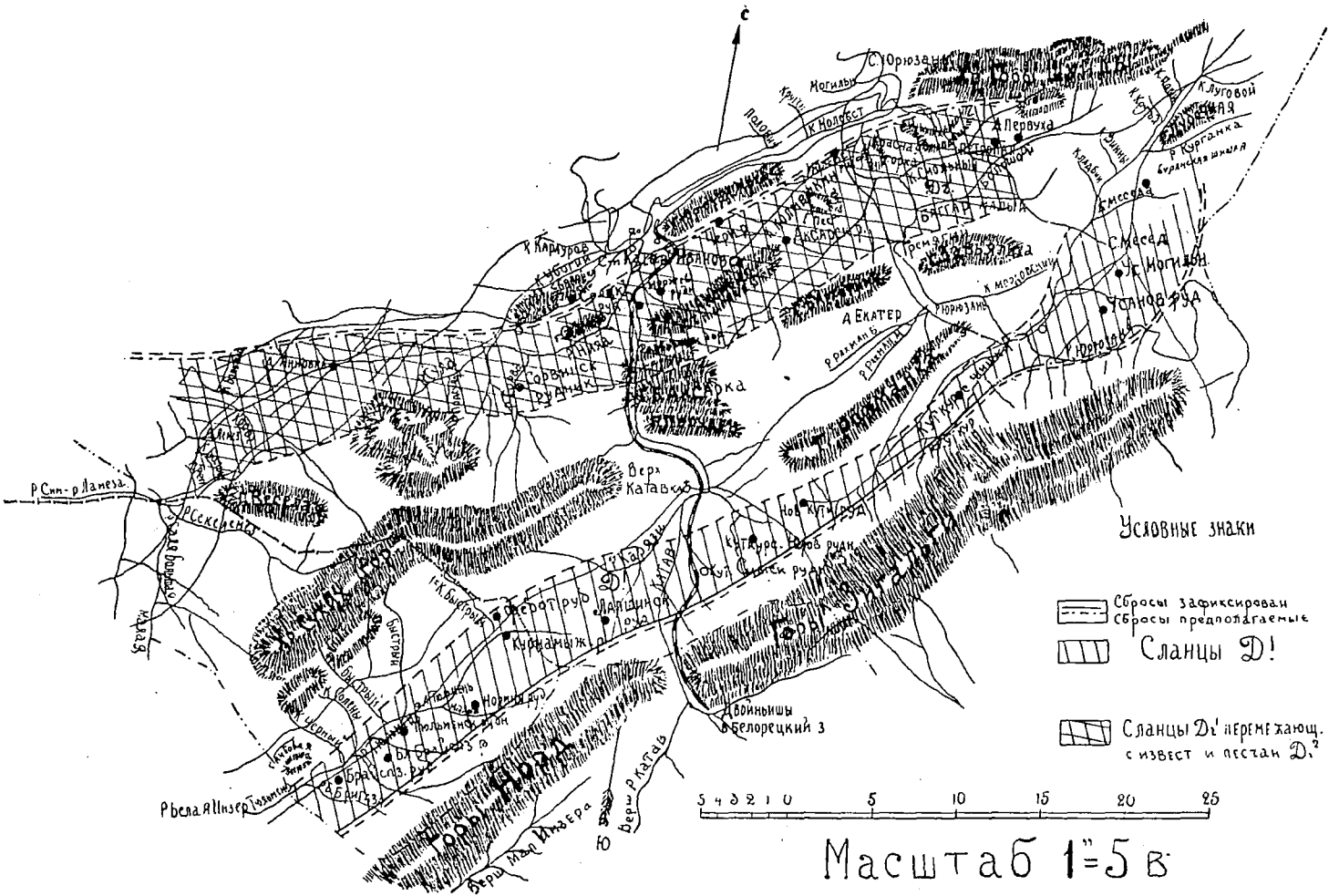


Рис. 1. Геологическая карта района. Черные кружки — рудники железные и признаки руд.

ряд месторождений, которые относятся уже к среднему отделу девона при чем он утверждает, что „Лемезинские месторождения по геологическому горизонту и условиям их залегания представляют весьма интересный, совершенно специальный тип, не повторяющийся в других местностях Урала". Действительно, залегание руды в виде строго очерченного пласта, переход бурого железняка на глубине в шпатовый, переход последнего в серный колчедан, представляют, повидимому, не зафиксированную для других районов особенность этих месторождений, что же касается залегания их в сланцевой полосе, с линейным расположением отдельных месторождений на стыке известняков и кварцитов и вдоль высоких хребтов (Зильмердак)—эти условия представляются аналогичными.

В его же описании фигурируют указания на прослои в сланцевой рудоносной полосе известняков и песчаников, сплошь и рядом рассланцеванных; так, например, в месторождении по р. Бугульме им указываются в рудоносной полосе глинистые сланцы, переслаивающиеся с глинистыми песчаниками, в руднике Мичбаруй среди рудоносных сланцев наблюдаются тонкие (до 0,15 *м*) и скоро выклинивающиеся (не более чем через 4—6 *м*) прослои известняка; там же указываются сланцеватые песчаники. В отношении всей рудоносной сланцевой полосы на руднике Мичбаруй говорится, что по направлению к югу она была прослежена на 426 *м*, при чем в этом направлении обнаружено постепенное выклинивание этой толщи, так что в 532 *м* к югу шурфами обнаружены лишь известняки. Такая же картина имеется и на Майяртканском руднике и толщу рудных сланцев Краснопольский определяет, как „сланцеватые бурые песчаники с бурым железняком". То же самое наблюдается по р. Басе и по р. Минейке. Следует добавить, что акад. Чернышевым (6) вдоль хребта Зильмердак в районе этих месторождений указывается сброс, который тянется и по северному продолжению этого хребта, вдоль хребтов Бирьян и Крака.

В даче Катав-Ивановского завода мы имеем, кроме упомянутой сланцевой полосы в долине р.р. Куткурки и Тюльмени, другую сланцевую полосу, принадлежащую так же, как и в Лемезинском районе, к стратиграфическому горизонту $Д_2^1$, ограниченную с западной стороны невысокими кварцитовыми хребтами Юрюзанским гребнем, Солоцкой горой, Галицкой и с востока кварцитовым же хребтом г. Бархотник. В этой полосе имеется целый ряд незначительных месторождений, неизвестных по геологической литературе, но в свое время разрабатывавшихся. Здесь мы упомянем Аксарский рудник в 12,7 *км* к С.-В. от завода, Черный по ключу Черному и Кормежкин с восточной стороны Юрюзанского гребня, Моржавин в 4 *км* на С.-В. от завода, южнее завода имеем рудники Солоцкий, Соленый и Сорвинский на р. Сорве, впадающей в р. Нилу. Южнее Сорвинского рудника нам неизвестно нахождение каких-либо месторождений, что же касается северных пунктов, то можно указать на Петропавловский рудник в 3 *км* к западу от дер. Первухи, залегающий, повидимому, в сланцах того же горизонта и целый ряд мелких месторождений в Юрюзанской даче. К востоку от Петропавловского рудника и в 1 *км* на запад от д. Первухи нам приходилось наблюдать на самой дороге (Юрюзанский завод—Бакал) вблизи маленького ключа, впадающего в Б. Бахтиаркин ключ, выход гребня руды, протягивающегося поперек дороги, при чем долина ключа вся переполнена галькой и значительными глыбами руды. Все указанные месторождения расположены вблизи выхода от них известняков, но нигде нельзя установить их непосредственную связь с известняками и, наоборот, как и в месторождениях сланцевой свиты долины р. Куткурки, обнаруживается несомненная связь руды со сланцами, с постепенными переходами последних в руду.

На Сорвинском руднике необходимо отметить присутствие серного колчедана, который обнаруживается в некоторых случаях при разбивке желваков бурой стеклянной головы. Наличность этого ряда незначительных и недоразвившихся месторождений указывает на то что и тип Лемезинских месторождений в стратиграфическом горизонте $Д_2^1$, также пользуется более значительным

распространением, чем это предполагал Краснопольский. Повидимому, к этому же типу должны быть отнесены те скопления руд вблизи д. Серпиевки в 27 *км* на Ю.-З. от Катав-Ивановского завода, указания на которые имеются в делах Катав-Ивановского завода. Пункты нахождения руд вблизи Серпиевки отмечаются следующие: г. Залавок в 6 *км* на Ю.-З. от Серпиевки; г. Борисова в 6 *км* на С.-В.; Кондрашкин дол в 6 *км* на С.-В. и г. Микулина в 2 *км* на С.-В.

О характере месторождений в районе Катав-Ивановского и Юрюзанского заводов можно судить лишь по тем разносам, совершенно задернованным, которые сохранились от прежних разработок. На Куткурском руднике, упоминающемся и у Краснопольского, производилась, впрочем, добыча руды и неглубокая разведка в 1925 году. Разрабатывавшийся разрез глубиной не свыше 4 *м* имеет ширину до 140 *м*, при чем толща руды местами прерывалась цветными глинами, происхождение которых из сланцев представляется несомненным. Почва разреза почти сплошь состояла из плотной руды. Во многих пунктах можно было подметить постепенный переход руды в оруденелые сланцы, и в самой толще руды прослои оруденелых сланцев составляют обычное явление. Местами руда представляется чрезвычайно плотной и чистой, местами в ней заметны обильные выделения кварца призматического габитуса; вообще же содержание SiO_2 в руде 12 — 20%. Нередко можно встретить натечный характер руды в виде бурой стеклянной головы. Поверхностная разведка выяснила продолжение руды на 600 *м* по простиранию примерно в меридиональном направлении, при чем ширина рудного тела на этом расстоянии подвергалась значительным колебаниям, сходя почти на нет, расширяясь временами до 60 *м* и давая боковые ответвления. Возможно, что слишком поверхностная разведка ва глубину не свыше 4 *м* не прошла, в некоторых случаях, всю толщу наносов и очертания рудного тела могли оказаться не особенно точно ограниченными. Из других рудников этой сланцевой полосы можно упоминуть про Лапшинский рудник в 8,5 *км* к югу от Куткурского рудника, разнос которого по длине составляет около 200 *м*, при ширине 15 *м* и глубине 8 *м*. В западной сланцевой полосе, проходящей восточнее селения Катав-Ивановского и Юрюзанского заводов, наиболее интенсивно разрабатывавшимся был, повидимому, Петропавловский рудник в 3 *км* к западу от дер. Первухи. Его разнос имеет, примерно размеры Лапшинского рудника. Но некоторым отличием как его, так и других рудников этой сланцевой полосы, как например, рудника Моржавина, от предыдущих — это сравнительная сохранность вмещающих сланцев, простирание которых совпадает с простиранием рудной залежи; граница между сланцами и рудой не является отчетливой. Все наблюдения над характером сланцев были нами произведены именно в этой полосе, так как разрез их в долине р. Катава дает прекрасные обнажения, между тем как в долине р. Куткурки не имеется ни одного типичного обнажения.

Подводя итоги всему высказанному по этому поводу, можем видеть, что целый ряд признаков объединяет все эти месторождения, заключены ли они в ярусе $Д_1^1$ или $Д_2^1$ девонской системы или, наконец, среди метаморфических сланцев к востоку от рассматривавшегося района. Месторождения последнего района нами не рассматривались, но целый ряд имеющихся описаний Краснопольского и др. исследователей не дают возможности подметить в отношении их каких-либо резких отличий.

Характеристика рудоносных сланцев и возможная причина сланцеватости их.

Долина р. Катава от Катав-Ивановского завода до Верх-Катавки (д. Самодуровки) дает прекрасный разрез вкрест простирания пород по направлению *S—O*. Примерно от железного моста Белорец. жел. дор. через р. Катав в 3 *км* от завода до того пункта, где к долине р. Катава примыкает Б. Аксарский хребет на протяжении 6—7 *км* шириной, р. Катавом пересекаются полосы

сланцевых пород, перемежающихся с доломитовыми известняками и песчаниками; с запада эта полоса ограничивается по простиранию хребтом Юрюзанский гребень и Солоцкой горой, представляющей его южное продолжение; далее на юг до дер. Самодуровки идут кварциты и песчаники, а затем, следуя уже не по р. Катаву, а по его притокам справа, выходят известняки, сменяющиеся в долине р. Куткурки сланцами, которые еще далее сменяются кварцитами массива г. Зигальги. Так как обе сланцевые свиты включают многочисленные, хотя и мелкие месторождения железных руд, то на них и следует остановиться более внимательно. Истинная природа этих сланцев, которые принадлежат к различным ярусам и отделам девонской системы, представляется неясной и мы постараемся подойти к разрешению этого вопроса из сопоставления различных геологических деталей.

Вблизи железнодорожного моста через р. Катав по Белорецкой дороге и в 3,2 *км* от завода по направлению к Самодуровке начинаются доломитовые известняки, в которых попадаются прожилки магнезита и которые очень быстро сменяются сланцами различного состава. В данном случае фигурируют черные кремнистые, тонко-листоватые сланцы, при чем уже в самих доломитах довольно часто попадаются крупные желваки кремня. Химический анализ отдельных пород из данного пункта показывает следующие результаты:

	SiO_2	$Al_2O_3+Fe_2O_3$	CaO	MgO	Лет. вещ.
1) Доломитовый известняк . .	11,86	2,14	28,04	17,32	40,68
2) Включения кремня . . .	55,10	3,54	15,50	9,43	16.48
3) Черный кремнистый сланец	71,80	12,90	3,80	3,92	7,50

Первый анализ производился без отсортировки кремневых включений и чистая порода, вероятно, дала бы несколько измененные результаты в сторону повышения CaO, MgO, лет. вещ. и уменьшения других составляющих. В этом ряде анализов можно подметить строгую закономерность, устанавливающую характер постепенного перехода вещества доломитового состава в кремнистые сланцы за счет увеличения содержания в породе кремнекислоты; между тем, внешний характер крайних пород не представляет никакого сходства друг с другом. В 2,1 *км* от этого пункта, вверх по Катаву, на берегу реки находится известное в литературе месторождение магнезита (3.31 стр. 9), залегающего в доломитовых известняках, которые в свою очередь сменяются сланцами. Внимательное рассмотрение сланцев показывает, что в них очень часты прослойки и линзы доломитов и сами сланцы, повидимому, отличаются от доломитов лишь своей структурой, представляя из себя по существу несколько измененный рассланцеванный доломит. Анализ этих пород дает следующие результаты:

	SiO_2	$Al_2O_3+Fe_2O_3$	CaO	MgO	Лет. вещ.
Толстый прослой доломит. известняка	10,25	4,96	28,24	17,55	38,9
Сланцеватые породы . . .	51,58	17,91 + 3,85	4,58	6,46	15,7

Несколько далее вверх по р. Катаву, также на правом берегу ее, имеется месторождение охры, которое находится в контакте кварцитов и доломитовых известняков. Здесь можно наблюдать более или менее постепенный переход от массивных кварцитов к кварцитовым сланцам и далее к светло-желтым мучнистым сланцам, имеющим такой же характер, какой обычно бывает у сланцев, сопровождающих месторождения бурых железняков в этом районе Южного Урала. Почти аналогичный характер имеют сланцы и вблизи доломитовых известняков. Вероятность происхождения сланцев, с одной стороны, за счет кварцитов с другой стороны за счет известняков, представляется вполне правдоподобным, тем более что в некоторых случаях это можно наблюдать в пределах одного и того же пласта в разных пунктах по падению.

Уже в другой местности в 9,6 *км* от завода на С.-В. в русле Б. Аксарского ключа обнажаются грязно-зеленые черепковатые сланцы, с примесью светлой

слюды. Очень часто среди них можно наблюдать слои и линзы песчаниковой породы совершенно такого же цвета. Анализ [1]) этих двух пород дает следующие результаты:

	SiO_2	$Al_2O_3+Fe_2O_3$	CaO	MgO	Лет. вещ.
1) Сланцы	85,98	8,99	1,64	Сл.	3,40
2) Песчаниковая порода, развитая между сланцами	89,54	6,54	1,28	0.75	1,94

Впечатления от наблюдения этого обнажения говорят за то, что сланцы произошли за счет рассланцевания первоначальной породы песчаников, с позднейшим, может быть, незначительным изменением химического состава их циркулировавшими растворами, а прослойки и линзы песчаников представляют остатки зажатых неизмененных первоначальных пород. Подобную же картину можно наблюдать на 11,7 *км* по Белор. жел. дор. вдоль левого склона р. Катава, где плотные темно-красные железистые песчаники связаны незаметными переходами с их сланцеватой разновидностью с толщиной плиточек, в некоторых случаях, не более 1,5 *мм*. Ясно выраженная сланцеватость пород дает издали полное впечатление обыкновенных глинистых сланцев и лишь непосредственное наблюдение обнаруживает песчаниковую природу этих пород.

Целый ряд исследователей констатирует в сланцевых рудоносных породах смежных районов сланцеватые известняки, доломиты, кварциты и песчаники, не делая, впрочем, указаний на причины сланцеватости. Описание Ковалевым (4, стр. 245) пород сланцевой полосы по р.р. Б. и М. Инзеру, Тюльмени и Ревети дает представление о том, что сланцевая толща яруса $Д_1^1$ с прослоями кварцитов и песчаников не отделена резко как от кварцитов и песчаников, так и от вышележащих сланцев с преобладанием известковых прослоев. Нам кажется, что описываемая Ковалевым сланцевая толща, также является рассланцеванными, с одной стороны, кварцитами или песчаниками и, с другой стороны, известняками; что же касается постепенности перехода между ними, то это необходимо отнести за счет процессов, может быть, выветривания, возможно и гидрохимических, которые способствовали накоплению в тех и других породах вещества глинозема, как более устойчивого, и этим самым нивеллировали резкость границы между ними. При указанном трактовании природы сланцев и те кварциты, которые составляют обычно висячий бок Бакальских рудных залежей и представляющие, по мнению многих исследователей, только местное развитие прослоев, подчиненных сланцевой свите, можно было бы считать идентичными с толщей кварцитовых хребтов, но не вполне ассимилированных теми дислокационными процессами, вопрос о которых будет затронут ниже.

Постараемся выяснить, чем может быть вызвана сланцеватость данных пород. В некоторых случаях сланцеватость, вероятно, может проявиться вследствие процессов выветривания; что бы не быть голословными можно указать хотя бы Алапаевский район, где в лежачем боку рудных залежей согласно Карпинского, расположены известняки и „сланцеватый продукт их выветривания". Надо полагать, что действительно выветривание, не достигшее крайнего предела и не нарушившее вертикального соотношения частей, может резче проявить скрытую сланцеватость неизмененных пород вследствие того, что различные слои этих пород, отличаясь различным химическим составом и твердостью неодинаково реагируют на поверхностные процессы.

Сланцеватость данных пород, конечно, вызвана не этими процессами; отчетливо выраженная линейность расположения сланцевых рудоносных образований, присутствие их в различных стратиграфических горизонтах и отделах могут служить доказательством этому.

Надо полагать, что в условиях повышенного давления и дислокации пород и в связи с последующими процессами необходимо главнейше искать причину

[1]) Все приведенные анализы пород производились в лаборатории Катав-Ивановского завода.

данной сланцеватости. Все исследователи данного района вполне определенно указывают на исключительно нарушенное залегание рудоносных слоев в сланцевой зоне. Крутые складки, перебитость трещинами, сланцеватость, не совпадающая со слоистостью, вероятность в очень многих случаях сбросов—являются признаками, характерными для сланцевой зоны. Ог (7, стр. 214), на основании ряда экспериментов Добре и Шпринга, а также наблюдений Гейма и других исследователей, приходит к выводу, что сильное давление может вызвать в различных породах сланцеватость различного типа. В данном случае вопрос идет, конечно, не о тех процессах, которые характеризуют явление динамометаморфизма и происходят в текучей зоне на известной глубине, сопровождаясь образованием типичных минералов, но, повидимому, известная связь существует между теми и другими процессами. Необходимо оговориться, что Ог приписывает сильному давлению происхождение сланцеватости, главным образом, в глинистых сланцах, глинистых песчаниках и других породах, в которых принимает участие глинистое вещество, но надо думать, что масштаб этого процесса должен быть расширен и существование кварцитовых, известковых, доломитовых и других сланцев, залегающих в зонах сильной нарушенности пород, может быть отнесено к тому же порядку явлений. Здесь будет уместно отметить, что скорлуповатую структуру, развитую среди пород среднего девона Южного Урала, которую объясняли некоторые исследователи остатками ядер пентамеров, другие конкреционными явлениями, акад. Чернышев (8 стр. 92) в своем посмертном труде „Девон" ставит в связь с процессами кряжеобразовательными, т.-е. приписывает этому явлению исключительно механическое образование.

Распределение сбросовых линий и их связь с месторождениями.

Но признание наличности значительных пликативных дислокаций, как во всем районе, так в области сланцевых зон особенно, не говорит ли о возможности того, что местами давление достигало такой степени, когда сопротивление пород переходило за пределы пластичности их, причем дислокации могли принимать уже характер диз'юнктивных. Проследим, какую можно наметить связь между направлением сланцевых полос, заключающих выделение руд, и направлением сбросов.

Более отчетливая и непрерывная линия железорудных залежей, как уже выше было указано, протягивается от Бакальских месторождений на севере до месторождений в Комаровско-Зигазинской даче на юге. На Бакале существование целого ряда сбросов, нарушающих правильность месторождения, было зафиксировано неоднократно многими исследователями. Более резкий сброс в этом районе отмечает Ковалев (9, стр. 418), который говорит, что „в долине между горами Березовой и Иркускан, с одной стороны, и горами Малая и Большая Сука, с другой,—есть основание предположить сброс, приподнятое крыло которого представляет кварциты двух последних хребтов. Что-же касается кварцитов г.г. Иркускан и Березовой, то они представляют, очевидно, прослой среди сланцев $Д_1^1$, и должны быть отнесены к толще последних".

Вполне вероятно, что продолжением этого сброса к югу будет сброс вдоль хребтов Зигальги, Нары и М. Яман-Тау. Чтобы показать связь между дифференцировкой этой горной страны и теми кряжеобразовательными процессами, которые выразились в целом ряде параллельных складок и сбросов, мы процитируем отрывок из труда Карпинского и Чернышева, посвященного описанию листа 139 (6, стр. 24): „Денудационные процессы в большинстве случаев не затемнили взаимного отношения генетически связанных возвышенностей, и часто рядом лежащие хребты представляют лишь части одной и той же складки или одного и того же сброса, раз'единенного глубокой речной долиной. Примером этому могут служить хребты Зигальги и Нары, представляющие части одного и того же сброса, размытого р. Катавом. Равным образом Зильмердак

и Бирьян представляют один и тот же сброс, разделенный долиной Б. Инзера, а за р. Лемезой северным продолжением того же сброса служит хребет Крака".

В геологической литературе не имеется указаний на связь сброса, идущего вдоль хребтов Зигальги и Нары, со сбросом вдоль хребтов Б. и М. Суки, но орографическая связь этих горных цепей, идущих последовательно с севера на юг в порядке — М. Сука—Б. Сука—г. Уван, упирающейся в р. Юрюзань у д. Петропавловской, и разделяющихся этой рекой от южного продолжения этой цепи хребтов — г. Зигальги, Нары, М. Яман-Тау, делает вполне естественной считать непрерывность сброса, идущего вдоль западного склона указанных хребтов. Вполне вероятным представляется также, что широкие долины р. Буланки, Куткурки, Тюльмени определяют собой пониженную часть сброшенного крыла. Имея в виду указанную (предположительно) непрерывность диз'юнктивных дислокационных явлений вдоль этих хребтов на значительном расстоянии более 110 *км*, нельзя ли поставить ее в связь с такой же отчетливо выраженной линейностью расположения месторождения железных руд по этому направлению, идущему от Бакала на севере до Комаровско-Зигазинских месторождений на юге. Не может ли эта схема послужить также подтверждением взглядов проф. Богдановича, который в отношении Комаровских и Зигазинских месторождений высказался, что „линейное расположение и преобладающая форма залегания в виде очень удлиненных штоков—могут указывать скорее на связь локализации руд с определенными дислокационными линиями". Интересно отметить, что по наблюдениям Ковалева (4 стр. 247) сброс по северо-западному склону хребта Нары не доходит до юга западной его оконечности, представляющей складку, ясно заметную в этой части хребта, но распространение сланцевой толщи $Д_1^1$ ограничивается также лишь верхним и средним течением р. Тюльмени, не доходя до юго-западной оконечности указанного хребта; но уже далее вдоль западного склона г. Малый Яман-Тау на О от Куш-Елгинского рудника им констатирован опять сброс, причем опять таки его существование сопровождается присутствием сланцев $Д_1^1$, падающих совместно с известняками под кварциты. Положение главных сбросовых трещин, которые идут у подножия многих кварцитовых хребтов—как то Зигальги, Нары, Белягуша, Зильмердака и проч., находит свое законное об'яснение в существовании контакта двух разнородных пород кварцитов и известняков, который является плоскостью наименьшего сопротивления при дислокационных процессах. Эммонс (10, стр. 212) по этому поводу говорит: „Трещины легко образуются вдоль плоскостей напластования, плоскостей сланцеватости, плоскостей контакта, вдоль дейк, вообще вдоль направлений слабости, благоприятствующих разломам. Это особенно часто наблюдается там, где такие плоскости правильны и очень отчетливы. Если контакт более или менее правилен, то трещины могут совпадать с ним по простиранию и по падению или только по простиранию. Разлистованная зона (scheted zone), состоящая из тесно расположенных параллельных трещин, образуется в чрезвычайно сланцевых и несколько хрупких породах при помощи сил сжатия".

Западнее рассмотренной нами полосы сланцевых пород, через центральную часть дачи Катав-Ивановского и Юрюзанского заводов протягивается другая полоса более широкая, но менее отчетливая, точно так же, как не наблюдается правильности в направлении горных хребтов этого района, что явилось, вероятно, результатом воздействия твердого массива Уфимского горста. Примерное направление этой сланцевой полосы, относимой Конюшевским (11, стр. 461) к ярусу $Д_2^1$, а Чернышевым к $Д_1^1$, ограничивается с запада течением р. Нилы от устья р. Сорвы и протягивается на NO немного восточнее селений Катав-Ивановского и Юрюзанского заводов; восточная граница очерчивается песчаниковыми и кварцитовыми хребтами—Б. Аксарским, Бархотником и г. Завьялихой. В этой же широкой полосе расположены и известняки по определению Ковалева $Д^2_2$, чрезвычайно часто чередующиеся со сланцами. Но и в этой сланцевой полосе можно подметить ту же закономерность как в предыдущей. Западная

часть сланцевой полосы, как это можно видеть у железно-дорожного моста Белор. жел. дор. через р. Катав, связана постепенными переходами с доломитовыми известняками, восточная же с кварцитами и песчаниками.

Все ранее перечисленные мелкие месторождения железных руд Катав-Ивановского и Юрюзанского заводов расположены в этой свите сланцевых пород, которые являются чрезвычайно дислоцированными. В этой же полосе находится и ранее упомянутое месторождение магнезита близ железнодорожного моста Белор. жел. дор., связь которого с Саткинскими месторождениями на Волчьей горе является вполне вероятной, так как спорадически появляющиеся на западной границе этой полосы типичные породы—красные, ленточные мергеля яруса $Д_2^1$ дают след этого направления от пруда Катав-Ивановского завода через Юрюзанский завод, где они также находятся на левом берегу пруда, далее у устья р. Б. Сильи и р. Акрапа и, наконец, после значительного перерыва—между устьем Б. Каменки и мостом через р. Сатку по железной дороге из Сатки в Бердяуш. Между прочим, в этой сланцевой же полосе признаки магнезита имеются по Б. Аксарскому ключу в 13 *км* северо-восточнее Катав-Ивановского завода и на юг в виде прожилков магнезита по р. Ниле в 3-х *км* от р. Катава.

Необходимо впрочем отметить, что Краснопольский (1, стр. 41) покрывающие эти мергеля известняки, а также сланцы Саткинского района относит к $Д_2^1$, об'ясняя несоответствие их залегания в отношении мергелей, существованием сброса, но, по предыдущим изследованиям Чернышева, сланцы вблизи Саткинского завода отнесены к $Д_2^1$.

В отношении этой сланцевой свиты Катав-Ивановского и Юрюзанского районов, соприкасающейся с известняками $Д_2^2$, можно лишь констатировать сильную нарушенность напластования, что же касается сбросовых явлений, то существование их не было отмечено. Единственно, на что необходимо обратить внимание,—это часто наблюдающиеся в кварцитах Солоцкой горы близ Катав-Ивановского завода отполированные параллельные штрихи, сходные с известными зеркалами скольжения. Наблюдать непосредственно контакт кварцитов Солоцкой горы с другими породами не приходилось, и явления полировки плоскостей являются результатом наблюдений не in situ, а на отдельных глыбах, хотя и крупных размеров.

Рассматривая поперечный разрез Южного Урала по карте 139-го листа приводимый в труде акад. Чернышева „Девон“ (8, стр. 85), можно полагать, что лишь два кварцитовых хребта-Бекты и Зигальги—не являются раз'единенными сбросом, представляя из себя крылья одной и той же синклинальной складки, что же касается других хребтов, расположенных к западу, как-то Бархотник, Юрюзанский гребень, Каменная, то существование ряда ступенчатых сбросов в отношении их представляется вполне вероятным, как это действительно наблюдается в долине р. Куткурки, причем аналогичная картина повторяется в разрезе от д. Первухи до ст. Вязовой (рис. 50 „Девон“ Чернышева) и на NO от Златоуста в разрезе через В. М. Средний Таганаи и Урал-Тау. Поэтому, хотя сброс по границе данной сланцевой свиты не зарегистрирован, тем не менее существование его представляется вполне вероятным.

Генезис руд [1]).

Оставляя в стороне элювиальное (метатетическое) происхождение залежей, выдвигаемое некоторыми авторами (Futterer, 12, стр. 109), не находящее себе достаточно обоснованного подтверждения в характере месторождений, остановимся несколько на об'яснениях генезиса рудных образований, даваемых другими исследователями.

[1]) При составлении настоящей главы много ценных указаний мне было сделано проф. В. А. Обручевым, за что я выражаю В. А. свою глубокую признательность.

Ковалев (9, стр. 132) в отношении Бакальского рудного района очень кратко высказывается о генетической связи рудных залежей г.г. Иркускана и Березовой с известняками, хотя, судя по его описаниям, эту связь можно установить скорее со сланцами. Конюшевский (13) в отношении месторождений вблизи Архангельского завода, категоричен к тем, которые, по его мнению, образовались из известняков, как-то—Муллакаевского, Яш-Кады и Алатау, и уклончиво высказывается о месторождениях Темир-Арки Биисовском, „которые имеют иной характер и иной способ происхождения". Между тем, по его описаниям представляется довольно вероятным происхождение руды за счет кварцитов и песчаников. Касаясь генезиса Комаровских месторождений, он об'ясняет (14, стр. 315) образование их метазоматизмом известковистых сланцев и частью прямо известняков, подчиненные слои которых наблюдаются в близком соседстве с рудами. В некоторых впрочем случаях он допускает возможность образования их за счет сланцев, ссылаясь на относительную подвижность составных частей их—глины и кремнезема в присутствии вероятных сернокислых растворов и щелочных. По его мнению, глина и кремнезем сланцев выщелачивались под влиянием сернокислых и щелочных растворов, причем пустоты заполнялись рудой из железистых растворов, материалом для которых служил серный колчедан, заключенный в сланцах и известняках, а источником щелочей могли быть диабазы, нередкие в районе Комаровско-Зигазинских месторождений. Более категорично высказывается проф. Земятченский (15), по описанию которым целого ряда месторождений западного склона Ю. Урала можно видеть зависимость происхождения руд за счет сланцев. По вопросу метазоматического характера происхождения руд уместно привести мнение проф. Богдановича (12, стр. 139), которое может служить об'единяющим для целого ряда аналогичных месторождений. Он говорит: „Каждый раз, когда приходится искать об'яснений образования руд среди некарбонатных пород, мы должны помнить, что выщелачиванье силикатовых элементов выражается в извлечении щелочей и щелочных земель в форме углекислых растворов, увлекающих и железо в форме бикарбоната; следовательно, такой процесс не может сопровождаться одновременным замещением окислами железа. Действие железистых растворов или должно наступить позднее, выражаясь в отложении железа в разрыхленной разрушенной массе и последующей концентрации железа, или же мы должны искать источник железа в самих изменяемых породах, принимая его за остаток от выщелачивания".

Оспаривая элювиальный характер Комаровских месторождений, проф. Богданович (12, стр. 110) высказывает предположение о связи локализации руд с определенными дислокационными линиями и образовании их процессами глубокой водозовой циркуляции, при чем оговаривается относительно трудности возстановления такой связи.

Для того, чтобы ближе подойти к выяснению генезиса месторождений, как Катав-Ивановского района, также Бакальского, Инзерского, Комаровско-Зигазинского и района Лемезинского завода, нам представляется уместным отметить то общее, что связывает все месторождения.

Линейность расположения их, почти исключительная локализация в сланцевой полосе, сильно нарушенной и дислоцированной, контакт пород, чаще кварцитов с известняками и сланцами, близость значительных кварцитовых массивов, констатированная в большинстве случаев близость выхода диабазов, об'единяют почти все месторождения. Высказанный нами в начале статьи взгляд на вторичный характер большинства сланцев предположительно определяет их как особую модификацию первоначально нормальных осадочных пород—известняков, доломитов, песчаников и даже кварцитов. Изменение химического состава могло совершиться, как вследствие влияния гидрохимических растворов, циркулировавших по более удобным каналам рассланцеванной полосы, так и вследствие большой восприимчивости, по той же причине, к процессам выветривания,

в виду наличности большего количества подвергавшихся воздействию тех и других агентов, плоскостей соприкосновения.

Существование сбросовой линии по западной стороне цепи высоких кварцитовых хребтов Б. и М. Суки, Зигальги, Нары, М. Яман-Тау и параллельно рудоносной сланцевой толщи отмечались в предыдущей главе; существование сброса по западной стороне хребтов Зильмердак, Бирьян, вдоль сланцевой рудоносной полосы месторождений, Лемезинского завода также можно считать установленным, предположительно можно наметить существование сброса по восточному склону хребта Юрюзанский гребень вдоль мелких месторождений сланцевой толщи к востоку от Катав-Ивановского и Юрюзанского заводов. Поэтому, можно думать, что расположение месторождений есть следствие тектонических перемещений, предопределивших пути глубокого движения рудоносных растворов. Сбросы должны были резче проявиться в таких твердых, несклонных к упругим деформациям породах, как кварциты, но они могли оказаться замаскированными теми предварительно сдавленными, рассланцеванными породами, которые оказались в корытообразных углублениях между сброшенными крыльями и которые, после разрешения деформации подстилающих их пород посредством сброса, явились благоприятным проводником для движения гидрохимических растворов всего района в направлении пониженной части двух кварцитовых глыб—их стыку, совпадающему с линией сброса. Вполне естественно, что рудообразование, минуя в некоторых случаях известняки, как наиболее обычный об'ект при процессах метасоматизма, направлялось другими путями в сланцевую толщу, которая об'единяет собой самые разнородные породы, сплошь и рядом как бы инертные в химическом отношении. В данном случае более важное значение могли иметь линии наименьшего сопротивления движению растворов, участки с ослабленной текстурой и сланцевые зоны после прекращения орогенических процессов, с отчетливой слоистостью и трещиноватостью, с увеличенной вследствие этого поверхностью соприкосновения для изменяющих агентов, представляли безусловно благоприятную среду. Что же касается в некоторых случаях кажущейся инертности этой среды, то в условиях вековых процессов природы, где неограниченное время и действие масс играют главную роль, характер растворимости пород не имеет такого решающего значения, как в рамках лабораторной обстановки.

Вопрос о направлении железистых растворов, из которых образовались руды, всеми исследователями и для всех подобных месторождений Южного Урала, кроме стоящих особняком Бакальских месторождений, предположительно разрешается в смысле признания их катогеновыми. Но необходимо отметить, что неизученность бо́льшей части месторождений на глубину, не дает никаких оснований считать этот вопрос разрешенным окончательно. Ни одно из месторождений Катав-Ивановского района, а также и южнее его Инзерского района не может считаться прослеженным на глубину, так как при системе практиковавшихся в прежнее время подрядных работ выемке подвергались лишь верхние части месторождений, состоящие из валунчатых руд, а потому этот вопрос должен быть поставлен в порядке его дальнейшего изучения. Упомяну еще раз, что на заброшенном Сорвинском руднике (р. Сорва, впадающая в р. Нилу, левый приток р. Катава) мною был найден штуф бурой стеклянной головы, который оказался при разбивке серным колчеданом. Затронув вопрос о глубине месторождений, можно будет попутно отметить, что месторождение магнезита вблизи Катав-Ивановского завода, залегающее среди доломитов и сланцев, в той же свите сланцевых пород $Д_2^1$, в которых расположен ряд мелких месторождений и в котором встречаются частые включения бурого железняка, было разведочными работами горн. инж. Соколовского прослежено на глубину от высшей точки обнажения более 32 *м* и ниже горизонта р. Катава на 13,4 *м*, при чем жила магнезита не прекращалась, а скорее увеличивалась в своей мощности.

Характер руды не так давно разрабатывавшегося Куткурского рудника в верховьях р. Куткурки, впадающей в р. Юрюзань не дает никаких указаний считать руду безусловно первичным образованием. Наоборот, частое присутствие кавернозных образований говорит за то, что процессы вторичного характера играла в данном случае не последнюю роль. На отстоящем в 6 *км* к югу от Куткурского рудника ближнем Лапшинском почти вся руда сплошь носит натечный характер. То же самое можно сказать и о месторождениях западной сланцевой полосы. Связь месторождения магнезита с образованиями бурого железняка, тонкие прожилки железного шпата в магнезите, появление на линии простирания месторождения магнезита, месторождения уже бурого железняка (Моржавин рудник), также не говорит за первичность существующих железных руд. Еще более определенно разрешается этот вопрос в отношении месторождений Лемезинского завода. Одним словом, нет ничего невероятного, что месторождения как западной, так и восточной сланцевых полос Катав-Ивановского района представляют собою железные шляпы каких-то других первичных руд. Это обстоятельство заставляет не так уж безнадежно смотреть на распространение месторождений в глубину и ставит на очередь вопрос о необходимости глубоких разведок хотя бы на одном из более благонадежных месторождений этого района (Куткурский рудник).

Знакомясь с литературой, касающейся вопроса о источнике железа в тех растворах, из которых образовались руды, можно видеть, что некоторые исследователи приписывают происхождение его железу, находящемуся среди пород сланцевой свиты, другие же считают таким первоисточником диабазы, нередкие в сланцевой свите, протягивающейся к западу от хребтов Зигальги, Нары, М. Яман-Тау. Действительно, беря крайним северным пунктом Бакал, где диабазы пользуются большим распространением, и опускаясь на юг сначала по течению р. Буланки, потом р. Хуткурки и далее р. Тюльмени до Комаровско-Зигазинских месторождений можно отметить следующие пункты, где встречаются выходы диабазов.

Первый пункт указывается Конюшевским (11, стр. 403) в окрестностях дер. Меседы, т.-е. по левому склону течения р. Буланки, не так далеко от ее впадения в р. Юрюзань, другой пункт много южнее констатирован мною на южной окраине дачи Катав-Ивановского завода между Черными ключами, берущими начало с хребта Сухих гор и впадающих справа в р. Тюльмень в 5 *км* ниже дер. Тюльмень. Повидимому, в этом пункте диабазы прорвали толщу известняков, что можно видеть по образцам пород из шурфов бывшей когда то здесь разведки. Цель разведки представляется неясной, но по породам из отвалов шурфов можно видеть, что в них был встречен в виде крупных включений железный блеск и волокнистый минерал, вероятно, тремолит. Южнее этого пункта, в даче Инзерского завода, судя по описаниям Ковалева и Конюшевского, выходы диабазов исключительно в сланцевой свите являются более частыми, а еще более они распространены в Комаровско-Зигазинском районе. В сланцевой полосе свиты $Д_2^1$, проходящей к востоку от Катав-Ивановского завода и вблизи ее, выходы диабазов можно отметить в следующих пунктах (11, стр. 403): на правом берегу нижнего течения Бахтиаркина ключа, на левом берегу Смолина ключа, по восточному склону Юрюзанского гребня среди ленточных мергелей и две жилы на правом берегу пруда Катав-Ивановского завода; точно также в меридиональном направлении существуют выходы диабаза в районе месторождений Лемезинского завода по течению рек сначала Сумгана, а потому Рау в породах $Д_2^2$. Такая правильная линейность выходов диабазов вдали от сплошных массивов его также может служить подтверждением предположения о существовании сбросов по этим линиям. Поэтому, можно полагать, что в действительности под прикрытием пород ярусов $Д_1^2$, $Д_2^1$ и $Д_2^2$ выходы диабазов пользуются еще большим распространением и их жилы могли сопровождаться гидротермальными растворами, выносившими железо и отлагав-

шими его метесоматически в поясах особенно рассланцеванных пород и вдоль сбросов, как путей, привлекавших растворы. Итак, резюмировать вкратце все сказанное можно следующим образом:

При кряжеобразовательных процессах, происходивших в этой области Южного Урала, породы, состоящие из известняков, отчасти песчаников, зажатые в некоторых случаях между крыльями складок твердых массивов кварцитовых хребтов, подверглись особенно интенсивной дислокации, которая механически вызвала местами рассланцевание этих пород. Когда напряжение кварцитовых пород, при продолжающемся давлении, достигло известных пределов, эти породы дали ряд параллельных трещин, с образованием по ним ступенчатых сбросов. Разрешившееся напряжение освободило от избытка давления прикрывающие сбросовые трещины, рассланцеванные породы и известняки, которые, вследствие наличности в них большого количества плоскостей соприкосновения, представили благоприятную среду в отношении происходивших в них гидрохимических процессов. Сбросовые трещины между кварцитовыми массивами, прикрытые смятыми породами, явились теми проводящими каналами, по которым произошло извержение диабазовой магмы. Дальнейшие гидротермальные процессы, сопровождавшие интрузию диабазов, дали начало рудным залежам вдоль сбросовых трещин, отлагая их метасоматически в сланцевой толще. Такую картину предположительно можно наметить для месторождений по течению рек Тюльмени, Куткурки, Буланки к западу от хребтов Норы, Зигальги, Увана и Суки и для мелких месторождений, протягивающихся полосой к востоку от заводов Катав-Ивановского и Юрюзанского.

Список цитированных сочинений.

1. А. Краснопольский. Бакальские, Инзерские, Белорецкие, Авзяно-Петровские и Зигазинские месторождения железных руд в Южном Урале. Изв. Геол. Ком. 1901 г. т. XX № 1—2.

2. Заварицкий. Общие задачи геолого-разведочных работ на Урале, необходимых для нужд горной промышленности. Горн. Журн. 1922 г. № 10—12.

3. Заварицкий Магнезит. Естественные производственные силы России, т. IV, полезные ископаемые.

4. Ковалев. Предварительный отчет по исследованию железнорудных месторождений Ю. Урала в 1902 г. Изв. Геол. К-та 1904 г. т. XXIII.

5. Краснопольский. Геологический очерк окрестностей Лемезинского завода. Тр. Геол. К-та Н. серия. Вып. 17.

6. Карпинский А., Чернышев Ф. Общ. Геол. Карта Евр. России. Лист 139. Орографический очерк. Тр. Геол. К-та т. III № 2.

7. Э. Ог Геология.

8. Чернышев Ф. Н. Акад. Историческая геология. Девон.

9. Ковалев. Геологические исследования в Бакальском рудном районе. Месторождения г. Иркускан. Изв. Геол. К-та 1901 г. т. XX № 7.

10. Эммонс. Введение в учение о рудных месторождениях.

11. Конюшевский Л. Геологические исследования в Бакальском рудном районе Изв. Геол. К-та 1901 г. т. XX № 7.

12. Богданович К. И. Железные руды России.

13. Л. Конюшевский. Предварительный отчет о командировках в Ю. Урал в 1902 г. т. XXII 1903 г. Изв. Геол. К-та.

14. Л. Конюшевский. Предварительный отчет по командировке в Ю. Урал в 1901 г. Изв. Геол. К-та 1902 г. т. XXI № 4.

15. Уральская Железная промышленность в 1899 г. под ред. Д. И. Менделеева.

П. Г. Добровольский.

Полезные ископаемые Майкопского округа.

(Предварительное сообщение).

В августе и сентябре 1926 г., в числе других экспедиций, снаряженных Северокавказской Краевой ассоциацией научно-исследовательских институтов, отправлена была экспедиция для изучения месторождений полезных ископаемых Майкопского округа под руководством П. Г. Добровольского. Работа экспедиции охватила бассейн р. Белой к югу от г. Майкопа до г.г. Фишта, Оштена, Абаго и Тхача и сосредоточена была в районах: ст. Каменномостской, Даховской и Хамышков.

Железные охры и красные сланцы. Железные охры и глянцевитые красные железистые сланцы месторождение которых в исследуемом районе имеют практическое значение, распространены по р. Глубокому Кожоху к В от Каменномостской. Подчинены они „пестроцветной" толще, относимой И. И. Никшичем[1]) к верхней юре (мальму) — именно к Титонскому ярусу. „Пестроцветная толща" слагаются из перемежающихся красных и зеленоватых глин и красных сланцев. Железные охры, обнажающиеся по течению р. Глубокому Кожоху слоем до 10 *м* мощности, прослежены по р. Глубокому Кожоху вверх от дороги Абадзехская-Каменномостская к Ю.-В. и В. от ст. Каменномостской на расстоянии 3 *км*. Здесь они выклиниваются, так как „пестроцветная толща", в верховьях р. Глубокого Кожоха фациально изменяется в гипсовую толщу. Не наблюдается залеганий охр и по нижнему течению реки от дороги Абадзехская-Каменномостская до р. Белой.

Железные охры проходят на всем этом расстоянии, перекрываясь толщей пород в 3, 5 — 4 *м*, которые чередуются в таком порядке (начиная сверху)

0,5	метра—	почвенный слой;
2.0	„	—железистые слабые песчанники;
0,4	„	—глянцевитые железистые сланцы;
0,5	„	—кварцевые серовато-белые пески;
0,4	„	—глянцевитые железистые сланцы;
Всего	. 3,8	метра.

Ниже до 10 *м* обнажены железные охры.

Охры эти — глинистые вещества, красного цвета, легко растираются пальцами, красят при прикосновении, прилипают к языку и не дают реакции с соляной кислотой на карбонаты. Местные жители давно употребляют их на окраску построек. Предполагалась эксплоатация этих охр гр. Роккель из Краснодара и только гражданская война помешала открытию в 1918 году здесь обширного завода для переработки охры. Достоинством этого месторождения является неглубокое залегание (3,8—4 *м*) и возможность разрабатывать открытыми выработками. Представляют также интерес для эксплоатации всюду сопровождающие охру — глянцевитые красные железисто-глинистые сланцы — также прилипающие при прикосновении к языку и не дающие реакции на карбонаты. Сланцы эти, по моему мнению, могут итти на приготовление цветных карандашей.

Гипсы. Представляет также промышленное значение месторождение гипсов в районе Каменномостской, Михайловской пустыни и р. Шушуку. Подле самой Каменномостской в 3 *км* к Ю.-В. от впадения р. Глубокого Кожоха в р. Белую, „пестроцветная толща" глин (с охрами) выклинивается и постепенно фациально изменяется. Сначала в глинах появляются пирит и продукт его выветривания, мелантерит, псевдоморфозы пирита по гипсу. Затем толща глин обрывается и в верховьях р. Глубокого Кожоха заменяется уже нацело гипсами. Толща гипсов в этом районе придает местности карстовый характер. Реки представляют не обычное русло, а принимают или „чечоточный" характер, состоя или из ряда воронок, сообщающихся между собою под землей, или принимают характер каньонов с высокими вертикальными берегами, при чем русло их заполнено крупными глыбами гипса. Площадь распространения гипсов занимает до 80 *км*^{2} и гипсы достигают мощности до 25 *м*. Гипсы непосредственно налегают на верхнеюрские коралловы известняки, перекрываются красными и зелеными глинами и рыхлыми песчаниками („пестроцветная толща" — по Никшичу). Гипсовая толща имеет простирание с С.-З. на Ю.-В., при угле падения в 22°.

В карьере в 3 *км* от Каменномостской, в среднем течении р. Кожоха Глубокого, гипсы, покрытые почвенным слоем в 0,5 *м* толщины, обнажаются на 10—12 *м* и состоят из ряда белых, желтых и розовых слоев мощностью от 2 до 12 *см*, разделенных прослойками глины; среди гипсов проходит прожилок селенита, грязновато-желтого цвета, в 1,5 *см*. Книзу толщина слоев белого гипса достигает 2 *м*. Это обнажение можно отнести к наиболее плохим.

[1]) Юрские отложения бассейна р. Белой. Изв. Геолкома XXXIV 1915 г.

Второе обнажение гипсовой толщи, осмотренное мной, находится в 6 *км* от Михайловской пустыни у Ковалевой поляны. В разрабатываемом карьере, прикрытом тонким почвенным слоем, гипсы обнажаются до 20 *м*, при простирании и падении таком же как и в первом обнажении. Гипсы здесь прозрачно белы — сахаровидны, не дают абсолютно вскипания с соляной кислотой. В них нет ни примеси глин (которая наблюдалась в первом обнажении), ни селенита.

Третье осмотренное обнажение гипсов находится у Михайловской пустыни и у Красного хутора на высоте до 800 *м* над уровнем моря. Толщи гипсов здесь выходят на поверхность в виде многочисленных куполообразных возвышенностей (вздутий), при сохранении прежнего простирания с С.-З. на Ю.-В., но с более пологим падением. Возвышенности эти сложенные гипсами занимают здесь площадь до 16 *км*^{2} и образованы перемежающимися слоями: 1) сахаровидного алебастра, 2) прозрачно-желтого селенита до 6 *см* — годного для изготовления поделок, 3) совершенно прозрачного, пластинчатого гипса.

Мощность обозначенных толщ гипса достигает 10—12 *м*. Монахи Михайловской пустыни до Революции гипсы размалывали в порошок. Месторождение безусловно промышленное и подлежит детальному изучению. При осмотре гипсы исследовались только качественно-паяльной трубкой и соляной кислотой на присутствие углекислых соединений. Последних в гипсах в 2-м и 3-м обнажении не оказалось. По сведениям полученным на месте много гипсов добывалось по верхнему теченню р. Шушука, впадающей в р. Дах выше ст. Даховской, но эти выходы экспедицией осмотрены не были за недостатком времени.

Никкель В районе станицы Даховской наиболее важным результатом работы экспедиции нужно считать обнаружение широкого распространения никкелевых соединений в „Змеевиковом поясе".

По мнению Н. И. Безбородько [1]) никкелевые руды здесь не встречаются в виде залежей годных для разработки. В виду того, что мною до работ экспедиции во многих образцах змеевиков, полученных ранее из Майкопского округа и из Карачаевской области, неоднократно обнаруживалось качественно присутствие никкеля, то при работах экспедиции в районе Змеевикового пояса на обнаружение никкеля в змеевиках и близ залегающих породах было обращено особое внимание. Действительно, при осмотре выходов змеевиков в районе Даховской по балкам Липовой (Безымянной), Березовой и Сюговой в 18 образцах змеевиков качественно, при полевом анализе диметилглиоксимом, было открыто присутствие никкеля. В образцах змеевиков, в которых были произведены количественные определения никкеля—никкеля оказалось около 1%.

Присутствие никкеля (качественно) открыто также в породах по левому берегу р. Белой: 1) у устья р. Догуаго, у контакта змеевиков с гранитами; 2) в глинистых сланцах балки Сюговой; и 3) в мятых сидеритовых конкрециях у Крутого Брода.

Никкель повидимому, встречается в виде водных силикатов никкеля и магния. Мощность залежей змеевиков (с Ni) у балки Безымянной (Липовой) еще Н. И. Безбородько отмечена в несколько десятков метров, а в балке Сюговой и Березовой выходы змеевиков (с Ni) в несколько метров. Так как Змеевековый пояс тянется параллельно направлению Кавказского хребта (с С.-З.—на Ю.-В.) в южной части Майкопского округа на протяжении 80 *км* по трещине излома, по которой шло изверженне основной магмы, давшей затем змеевик, то часть его подлежавшая исследованию в 1926 году на присутствие никкеля у ст. Даховской представляет западный конец этой трещины, выклинивающейся, повидимому, на левом берегу р. Белой у р. Догуаго. Восточная (вернее юго-восточнее) часть змеевиков распространяется за пределы Майкопского округа и заходит в Карачаевскую область. Так как: 1) весь змеевиковый пояс, по Н. И. Безбородько,—однороден (состоит из антигорита); 2) змеевики отмечены в литературе и в Карачаевской области; 3) мощность змеевиков уже у горы Тхач достигает 200 *м*, а у р. Малой Лабы змеевик распространен уже на протяжение 8 — 10 *км*; 4) у г. Тхач и г. Беден Безбородько уже были обнаружены никкелевые соединения (миллерит и ревдинскит), то естественно было предположить, что обогащение змеевиков никкелевыми соединениями должно возрастать с С.-З. на Ю.-В. от балок Липовой, Сюговой, Березовой к горам Тхач, Ачешбок и рекам Малой и Большой Лабе (у горы Беден). С целью исследования распространения никкелевых соединений в змеевиковом поясе к Ю.-В. от установленного первоначально присутствия никкеля по правому и левому берегу р. Белой и р. Догуаго и в балках Сюговой, Березовой и Безымянной (Липовой) экспедицией была совершена поездка по маршруту: Хамышки — хребет Дудугуш — с. Сахрай—Лычевая балка — хребет Корыта (параллельно р. Сахраю) — горный массив Малый Тхач и обратно—Сахрай—Верховья балки Сюговой-Хамышки, Хотя вследствие выпавшего глубокого снега у г. Тхач не удалось спуститься к южному склону М. Тхач, где Н. И. Безбородько ранее были найдены иголочки миллерита, но поездка эта была весьма благоприятна по результатам, так как на всем пути с. Сахрая до г. Малый Тхач в глинистых сланцах красных известняках триаса, песчанистых и слюдистых сланцах, конгло-

[1]) Н. И. Безбородько. Змеевиковый пояс, его хромистые руды и прилегающие породы в Майкопском отделе Кубанской области, Новочеркасск 1923 г.

мератах было обнаружено присутствие никкеля, повидимому возраставшее от с. Сахрая к г. Малый Тхач. Так г. Тхач является одним крылом антикальной складки, сложенной триасовыми железистыми известняками, другое крыло которой является г. Ачешбок („чертовы ворота"), то можно предполагать, с большой долей вероятности, что и г. Ачешбок сложена из никкель-содержащих пород. На обратном пути экспедиции никкель был открыт и в породах слагающих верховье балки Сюговой, в глинистых сланцах и сидеритовых конкрециях. Результаты исследования западной части (наименее мощной) змее-

викового пояса на содержание никкеля, возрастающее содержание металла в породах по направлению от балки Безымянной до г. Тхачи Ачешбок, дают основание предположить что мы имеем в. Майкопском месторождении (при значительной площади распространения до 2000 *км*²) месторождения промышленного значения, если в Ю.-В. части Змеевикового пояса процентное содержание никкеля достигнет 2% — годное для переработки). Уже на основании сделанных анализов и площади распространения наше месторождение стоит выше Нальчинского месторождения по р. Малке (где площадь распространения около 200 *км*² и процент содержания никкеля в средней пробе 0,13%. Из трех типов месторождений никкелевых руд: 1) магматических выделений в основных изверженных

породах; 2) жильных—(сернистые и мышьяковистые руды), и 3) элювиальных месторождений, Майкопское месторождение как водно-силикатное, должно быть отнесено к последнему типу, связанному здесь с бронзито-змеевиковыми породами. Образование этих месторождений связано здесь с процессами выветривания и выщелачивания змеевиковых пород. Разрешение вопроса, имеем ли мы здесь обогащение никкелем, связанное только с зоной выветривания, или здесь обогащение связано с участием термальных вод, выносивших никкель из более глубоких змеевиковых толщ, можно разрешить шурфованием и бурением.

Киновар давно указывалась в Майкопском округе, именно в горе Фишт на высоте 9360 футов над уровнем моря на границе бывшей Кубанской Области и Черноморской губернии [1]). В 1909 году горн. инж. Приемским было взято дозволительное свидетельство на добычу киновари в Хамышейской даче Майкопского Отдела в отрогах горы Оштен. В распоряжении же горного отдела бывш. Кубанского Областного Правления не было ни одного образца кубанской киновари, а те экземпляры, которые представлялись в доказательства нахождения ртутной руды и именовались „киноварью" ничего общего с нею не имели. В Майкопском музее в августе 1926 года среди Майкопских образцов минералов мною были найдены прекрасные образцы киновари (впоследствии оказалось, что они привезены гражд. Морозовым из Никитовки и случайно попали в майкопскую коллекцию). Слухи об англичанах, нашедших киноварь на горе Фишт, и до сих пор сохранились в с. Хамышках. Отравления водой в Михайловской пустыне, отмечаемые местным врачом и массовое выпадение зубов и их расшатывание у жителей с. Даховской и Хамышков, давали основание предполагать, что река Белая несет ртутные растворы и в верховьях ее возможно нахождение ртутных руд. С целью изучения месторождений киновари экспедицией была совершена поездка через „Логанаки" (Альпийские луга) к южному склону г. Фишта (2800 *м*), где указывалась „киноварь". При осмотре оказалось, что г Фишт сложена не порфиритами (как указывалось ранее), а состоит как и рядом стоящий Оштен (на 180 *м* выше Фишта) из плотных известняков мальма и только в южном отроге г. Фишта есть весьма незначительные выходы порфиритов. Плотные известняки мальма в этой карстовой области сильно выветрены и продукты выветривания жилками пронизывают их. Действительно продукты выветривания—(глина красного цвета) сильно напоминают киноварь, но по исследовании оказались по анализу турьитом. При исследовании взятого образца турьита в Краснодаре (в муфельной печи на капеле) мною было получено микроскопически малое зернышко—королек, который при растворении в царской водке и при микрохимическом исследовании под микроскопом дал реакцию с цавелевой кислотой на золото. В виду того, что турьит Фишта, покрывающий известняки весьма тонким слоем, был взят ложечкой в весьма незначительном количестве, то весь материал израсходован мною при получении королька золота и проба на золото повторена быть не могла. Присутствие золота в турьите мною объясняется тем, что пирит давший при выветривании турьит, был золотоносный.

Свинец, серебро добывались в Майкопском округе еще черкесами до покорения Кавказа. Удаляясь в Турцию, черкесы разрушили плавильные печи и всякие следы серебро-свинцовых руд. Добывались руды эти вероятно на реке Малчепе и в отрогах г. Оштена в верховьях р. Цице. В верховьях р. Цице в 20—22 *км* выше ст. Самурской были развалины старых плавильных печей. Во время горнопромышленной горячки в Майкопском отделе в Мезмайской и Хамышейской дачах сделано было 52 заявки на серебро-свинцовые руды, но рассмотрение этих заявок затянулось вследствие административной волокиты и вопрос о богатстве серебро-свинцовыми рудами Майкопского округа остался невыясненным. Для осмотра серебро-свинцовых месторождений экспедицией из Хамышков были совершены поездки: на г. Абаго, на р. Малчепу и к отрогам г. Оштена у верховьев р. Цице и р. Серебрячки. Свинцовые месторождения на г. Абаго расположены на высоте 2320 *м* над уровнем моря. Породы слагающие г. Абаго можно отнести к аспидным сланцам, пригодным для кровельных и тротуарных плит. Подъем на г. Абаго был совершен по северному склону от Гузерипльской поляны (у правого берега р Белой, выше с. Хамышков на 16 *км*) по водоразделу, сложенному из плотных глинистых сланцев, постепенно при под'еме переходящих в аспидные. Северные склоны г. Абаго, где расположены свинцовые месторождения, сложены из аспидных сланцев, пересекающихся кварцевыми жилами в направлении с З. на В. Таких кварцевых жил отмечено на северном склоне пять. Мощность этих жил 0,3 — 0,5 *м*. Большая часть этих жил во время осмотра (8 — 9/IX 1926 г.) покрыта была осыпью аспидного сланца. В одной из этих жил—четвертой снизу и второй сверху от вершины горы, на высоте 2320 *м*, найдены в кварце включения, величиной с орех, свинцового блеска, с ясной для свинцового блеска спайностью. При спуске к р. Малчепе, для осмотра второго месторождения свинцовой руды в верховьях р. Малчепе, были встречены несколько обломков свинцового блеска и большие куски прекрасного белого сахаровид-

[1]) Е. М. Юшкин. Горные богатства Кубанской области. Екатеринодар 1909 года, стр. 19; проявление киновари известно было также по рассказам горцев (Горный журнал 1867 г. часть 4-я стр. 141—142).

ного мрамора. Куски этих минералов, вероятно, принесены рекою сверху. Выходы свинцовой руды на р. Мальчепе находятся на расстоянии 3 *км* к Ю.-В. от Гузерипльской поляны, расположены на высоте 840—868 *м* над уровнем моря и представлены баритовыми жилами. В месторождении этом можно отметить две жилы параллельно идущие на расстоянии 10—12 *м*. Обе жилы проходят в глинистых сланцах, обе заполнены баритом и имеют простирание с С. на Ю., при падении на В. в 25—26°. Мощность жил—0,4 *м* (нижней) и 0,3 *м* (верхней). Одна жила проходит по самому руслу р. Мальчепы, и исчезает под водой так как верхняя часть жилы вынута хищниками, пытавшимися выплавлять из нее серебро в кузнечном горну. В барите включены куски свинцового блеска (повидимому серебристого, в виду появляющейся кое-где зернистости) величиной с орех и менее. Другая жила, параллельная первой, на правом высоком берегу р. Малчепы, расположена 6—7 *м* выше первой и выходит в полу черкесской плавильной печи, ранее здесь существовавшей. В жиле этой, состоящей из барита, имеются, такие же включения свинцовой руды. В виду ветхости плавильни более детальный осмотр верхней жилы не мог быть произведен. Для более подробного осмотра необходимо взорвать плавильню. При поездке к г.г. Фишту и Оштену для осмотра предполагаемых ртутных месторождений была совершена экскурсия вниз по р. Цице, где на расстоянии 20—22 *км* от ст. Самурской на р. Серебрянке, притоке р. Цице, имеются черкесские плавильни. Плавильни были найдены, но выходы жил с свинцовыми рудами экспедицией найдены быть не могли, так как, по словам проводников-мингрельцев, жилы покрыты осыпью. Указать же точно местонахождения жил последние отказались, вероятно из боязни, чтобы не быть привлеченными к расчистке их. С западного склона г. Ошхейн на высоте 2340—2350 *м* на расстоянии 2—$2^1/_2$ *км* от озера Ксенодах, на водоразделе р. р. Цице и Белой, нами была прослежена небольшая кварцевая жилка в глинистых сланцах мощностью в 15 *см*, где взят кусок свинцового блеска величиной с горошину. Жила эта имеет простирание с З на В и большей частью закрыта осыпью сланцев.

Малахит. Имеющиеся в литературе указания [1]) на то, что в русле р. Белой обнаружены обширные залежи малахита" при изучении бассейна р. Белой не нашли себе подтверждения, так как русло р. Белой мною осмотрено от станицы Абадзехской до Гузерипльской поляны (16 *км* выше Хамышков) и зеленый цвет русла отмечен только от реки Сюг до Золотой балки (в районе выхода змеевиков). Очевидно ярко-зеленые змеевики, покрытые водою, производили впечатление малахитов.

Литографский камень. В верховьях р. Курджипса на Логонаках на высоте около 1700 *м* над уровнем моря прослежены значительные толщи известняков, по виду похожие на литографский камень.

Краснодар. 2/XII — 1926 г.

Инженеры С. И. и А. С. Митрофановы.

Затемнение граней сульфидных минералов при селективной флотации.

При флотации прибавляемое в пульпу масло адсорбируется на поверхности минералов в виде мономолекулярного слоя, причем легко всплывают в пене те из минералов, на поверхности которых образовался насыщенный мономолекулярный слой [2]).

Способность адсорбировать молекулы масла при данных условиях у сульфидов не одинакова, почему и флотируемость сульфидов различна, например, флотируемость: $PbS : ZnS : FeS_2 = 92 : 62 : 32$; $CuFeS_2 : Cu_2S : FeS = 92 : 92 : 70$.

Все же эта природная разница недостаточно резко выражена, чтоб только ею пользоваться при селективной флотации и отделять сульфиды друг от друга. На практике приходится добавлять в пульпу так наз. „контролирующие" реагенты, понижающие способность флотироваться того или иного сульфида.

---

[1]) (Е. М. Юшкин. Горные богатства в районе прохождения Северо-Кавказской железной дороги и действий Зеленчукского Горно-промышленного товарищества. Екатеринодар. 1919 г. стр. 17).

[2]) Arthur F. Taggart and A. M. Gaudin „Surface Tension and Adsorption Phenomena in Flotation"—T. A. I. M. M. E. vol LXVIII.

Из контролирующих реагентов в большом употреблении Na_2CO_3, $KCN(NaCN)$, $ZnSO_4$, CaO и пр. Влияние их на флотируемость чистых сульфидных минералов видно из опытов Tucker'a и Head'a [1]).

Авторы для выяснения сущности влияния этих реагентов применили микроскопическое исследование в отраженном свете граней сульфидов, подвергнутых воздействию тех или иных реагентов, и пришли к выводу, что реагенты адсорбируются поверхностью сульфида, отчего и способность сульфида флотироваться понижается. Ясно, что даже незначительное затемнение грани адсорбированными солями создает условия, при которых не может образоваться мономолекулярного насыщенного масляного слоя, а без него минерал флотируется плохо.

В виду того, что затронутый вопрос представляет большой теоретический и практический интерес, часть опытов была проделана в лаборатории Риддерского концентратора.

Для опытов кристаллы PbS и ZnS с чистыми гранями выкалывались из кусков руды Риддерского рудника, а кристаллы FeS_2 из образца колчедана с Белореченского рудника (Урал). Кусочки величиною около $^1/_4''$ привязывались проволочкой к мешалке 50 граммовой флотационной машины; мелкие кристаллы для удобства предварительно вдавливались в сургуч, избегая загрязнения граней, и также привязывались проволочкой к мешалке. Мешалка с кристаллами погружалась в стеклянный стакан с раствором испытуемого реагента и приводилась в движение от мотора. Агитация продолжалась 15 минут, после чего кристаллы на мешалке быстро промывались агитацией в дистиллированной воде два раза и переносились на столик микроскопа. Так как сургучом и проволочкой могли в раствор перенестись загрязнения, то для проверки образцы с хорошо выраженными кристаллическими гранями просто помещались в стакан, агитировались, промывались и исследовались.

В выше упомянутой работе Tucker'a и Head'a авторы перед агитацией часть грани заливали парафином, а после опыта парафин тщательно удалялся. Таким образом, на одной и той же грани под микроскопом можно наблюдать часть, бывшую в контакте с реагентом, и часть, защищенную от контакта. В проведенных нами опытах с применением парафина наблюдалось следующее: 1) более насыщенный слой адсорбированных солей по линии раздела залитой и не залитой парафином части. Это явление заметно и на фотографиях в работе Tucker'a и Head'a (фиг. 14, 15, стр. 368, 367 и фиг. 2, стр. 377); 2) если на грани оставить следы парафина и кристалл подвергнуть агитации, то очень густые скопления адсорбированных частиц расположены на этих следах; 3) в некоторых случаях, например, с KCN, при заливке парафином наблюдалось затемнение, а без парафина в тех же условиях затемнения обнаружить не удавалось.

Перечисленные наблюдения поставили применение парафина под сомнение, поэтому в дальнейших опытах парафин не применялся. В качестве реагентов брались CaO, KCN, Na_2CO_3, $ZnSO_4$.

„Минеральные соли, главным образом простые, очень слабо адсорбируются“ [2]). В то же время, если молекулы перечисленных реагентов и адсорбируются гранями сульфидов, то видеть их под микроскопом невозможно (размер молекул $< 5 \cdot 10^{-7}$ *см*). CaO, KCN, Na_2CO_3, $ZnSO_4$ химически не действуют на поверхность PbS, ZnS, FeS_2. Поэтому казалось, что затемнения, особенно при увеличении в 125 раз (Tucker и Head, стр. 378, 379), не удастся обнаружить. Действительно, во всех опытах с каждым из упомянутых реагентов в отдельности никакого ясно выраженного затемнения не наблюдалось и грани всех трех минералов оставались чистыми и блестящими, даже при агитации в более крепких, чем применяются на практике, растворах и при увеличении 480.

---

[1]) Effect of Cyanogen Compounds on the Flotability of Pure Sulfide Minerals by E. L. Tucker and D. E. Head. T. A. I. M. M. I. vol LXXIII.

[2]) L. Duclaux—Коллоиды, стр. 123.

В заводской практике „контролирующие“ реагенты обычно задают в мельницу. Очевидно, что все возможные реакции между добавляемыми реагентами и растворимыми солями из руды произойдут раньше, чем они подействуют на измельченные рудные частицы и, следовательно, понижают флотируемости сульфидов не чистые KCN, Na_2CO_3, $ZnSO_4$, CaO и пр., а именно продукты реакции. Так как пульпа или нейтральная, или, что чаще всего, слабо щелочная, то главными из продуктов реакции будут $Zn(CN)_2$, $Zn(OH)_2$, $CaCO_3$, гидраты и цианиды прочих металлов. Здесь уже имеем дело не с молекулами, а с агрегатами молекул, почему и адсорбирование их гранями сульфидов может быть легко наблюдаемо в металлографическом микроскопе, даже при небольших увеличениях.

Влияние $Zn(CN)_2$, $Zn(OH)_2$.

Раствор для каждого опыта готовился из смеси растворов KCN и $ZnSO_4$ в стакане для агитации в соотношении 1 : 4 с расчетом, что в результате реакции получим $Zn(CN)_2$ + некоторый избыток $ZnSO_4$.

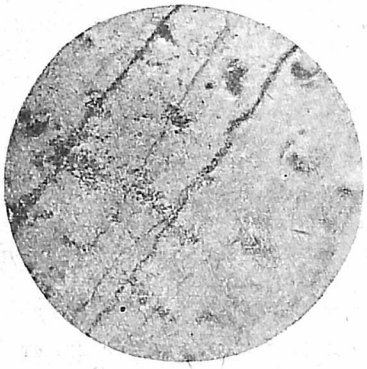


Рис. 1. Затемнение грани пирита в 0,015% растворе $Zn(CN)_2$. Увелич. 130.

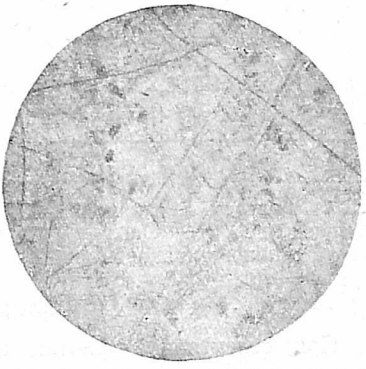


Рис. 2. Затемнение грани PbS в растворе 0,6% $ZnSO_4$ + 0,15% KCN. Увелич. 130.

Рис. 3. Затемнение грани PbS в 1% растворе $Zn(CN)_2$. Увелич. 130.

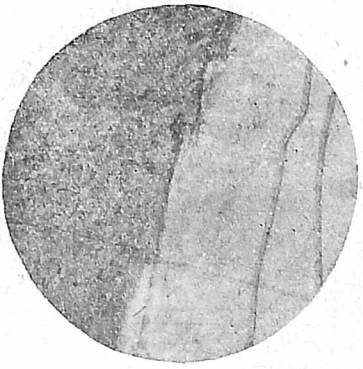


Рис. 4. Затемнение грани ZnS в растворе 0,03% $ZnSO_4$ + 0,0075% KCN. Увелич. 130.

В растворах слабой концентрации до 0,02% на свинцовом блеске почти нет никакого затемнения, на цинковой же обманке и на пирите появляется осадок даже в более слабых, чем 0,02% растворах. Осадок распределяется в виде сгущений, хотя в то же время и вся грань тускнеет (рис. 1).

С увеличением концентрации растет затемнение и на гранях PbS (рис. 2 и 3).

Почти одинаковая степень затемнения наблюдается для цинковой обманки в 0,03% растворе, а для свинцового блеска в 1% растворе, причем характер затемнения тот же самый. Грань покрывается почти сплошной пленкой мельчайших частиц и на общем потемневшем фоне выделяются более резко выраженные скопления абсорбированного $Zn(CN)_2$ (рис. 3 и 4).

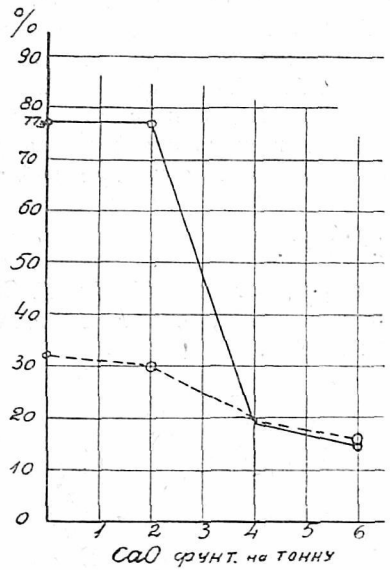


Рис. 5. Диаграмма влияния CaO на извлечение PbS. Опыт с Риддерской свинцово-цинковой рудой.

Осадок очень прочно сидит на грани и с большим трудом снимается кусочком фильтровальной бумаги, но все же грань можно очистить совершенно, при чем она выглядит такой же чистой и блестящей, как и до контакта с реагентом.

На рис. 3 и 4, для сравнения затемненной и не затемненной граней, часть осадка снята фильтровальной бумагой. В степени затемнения ZnS и FeS_2 резкой разницы не наблюдается.

При агитации в растворе определенной крепости, но с навеской руды, измельченной до 200 отверстий, затемнение, конечно, значительно слабее; оказывается и влияние большого количества минеральных частиц, адсорбирующих $Zn(CN)_2$ и трение движущихся частиц о грань кристалла, взятого для наблюдений, $Zn(OH)_2$ [1]) дает те же результаты, что и $Zn(CN)_2$, только слабее выраженные.

Влияние $CaO + CO_2$.

При селективной флотации свинцово-цинковых руд CaO имеет весьма малое применение, но охотно применяется при флотационном обогащении медных руд и, в частности, медистых пиритов.

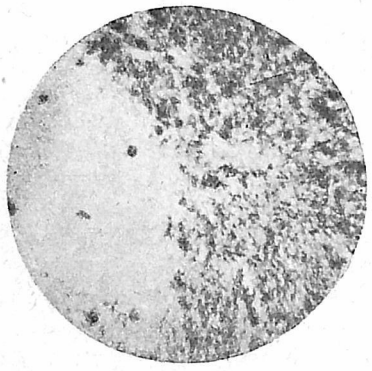


Рис. 6. Затемнение FeS_2 при агитации в 0,003% растворе CaO.

Рис. 7. Затемнение PbS в 0.003% растворе CaO при агитации.

О влиянии CaO на флотируемость свинцового блеска можно судить по прилагаемой диаграмме (рис. 5), выражающей зависимость % извлечения PbS от задаваемого в пульпу количества извести по опытам со свинцово-цинковой рудой Риддерского рудника.

[1]) $Zn(OH)_2$ готовился из $ZnSO_4 + NaOH$, с расчетом, что получим $Zn(OH)_2$ + небольшой избыток $ZnSO_4$.

Известь чрезвычайно резко понижает флотируемость свинцового блеска. Если кристаллы PbS, ZnS, FeS_2 поместить в чистый раствор CaO и оставить в спокойном состоянии на несколько часов, то никакого затемнения не наблюдается. Но если те же кристаллы в том же растворе проагитировать, то на всех

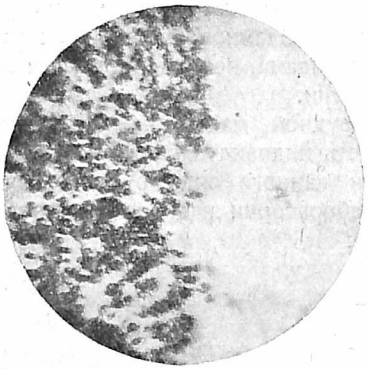


Рис. 8. Затемнение грани PbS в растворе CaO с добавлением, во время агитации, Na_2CO_3.

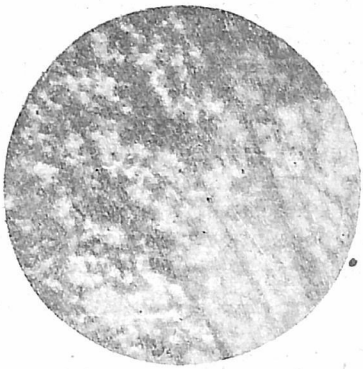


Рис. 9. Затемнение грани FeS_2 в растворе CaO с добавлением, во время агитации, Na_2CO_3.

кристаллах появляется адсорбированный осадок. Насыщенность его зависит от концентрации раствора (рис. 6 и 7) и времени агитации, конечно, до известного предела. Свинцовый блеск адсорбирует осадок так же сильно, как и цинковая обманка и пирит (рис. 6).

Если к тому же раствору CaO прибавить Na_2CO_3, раствор мутнеет, а грани покрываются осадком из шариков почти одинакового диаметра на всех кристаллах (рис. 8 и 9), причем насыщенность затемнения значительно больше, чем без добавления Na_2CO_3.

При агитации в раствор засасывается воздух, следовательно, и при агитации, и при добавлении Na_2CO_3 идут реакции:

1. $CaO + CO_2$ (воздуха) $\rightarrow CaCO_3$ (аморфный).

2. $CaO + Na_2CO_3 + H_2O \rightarrow CaCO_3$ (аморфный) $+ 2NaOH$.

Повидимому, и в том и в другом случае роль затемнителя выпадает на долю аморфного $CaCO_3$.

Влияние рудного ила.

При сложном составе руд, подвергающихся флотации, и разнообразии применяющихся добавочных реагентов, количество затемнителей не ограничивается вышеописанными, и выяснение их влияния требует затраты большого труда и времени.

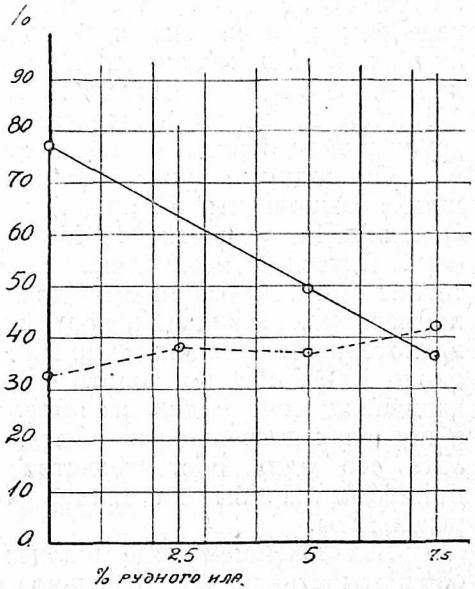


Рис. 10. Влияние рудного ила при флотации Риддерской руды.

Очевидно, что и поступающие из рудной массы вещества в коллоидальном состоянии играют значительную роль в затемнении граней сульфидов, мешая в дальнейшем образованию мономолекулярной масляной фильмы и понижая тем самым флотируемость минералов.

При агитации кристаллов PbS, ZnS, FeS_2 с рудным илом наблюдается ясно выраженная адсорбция. Влияние же рудного ила по опытам с Риддерской рудой видно из диаграммы (рис. 10).

В практике зарегистрировано большое количество случаев расстройства флотационного процесса, причем „бессилие всплывания исходит не от самих сульфидов, но от породы“ [1]), когда в последней много коллоидального материала. Затемнение грани сульфида рудными коллоидами возможно, как частный случай нарушения, поступающими в пульпу коллоидами, необходимого, для успешной флотации, равновесия поверхностной энергии.

Огромное влияние составных частей рудной массы на флотируемость отдельных компонентов вызывает необходимость индивидуального подхода к решению вопроса о флотационном обогащении данного вида руды и необходимость беспрерывного контроля заводской лаборатории над составом руд, идущих в обработку, и над процессом обработки.

*Риддер.

Б. Г. Карпов и О. Е. Звягинцев.

Об анализах Алданского шлихового золота.

На страницах Горного Журнала (№ 10, 1926 г.) была помещена статья горн. инж. В. Тихомирова „Анализ шлихового золота из бассейна реки Алдана“. Автор этой статьи, анализируя образцы шлихового золота, доставляемые с Алданских приисков, нашел там примесь вещества, обозначенного им как „X-металл“, которое придает золоту хрупкость при сплавлении и обусловливает большой угар. Во время анализа этот „X-металл“ оставался в осадке вместе с хлористым серебром и с ним же переходил в раствор при обработке осадка аммиаком. При подкислении аммиачного раствора выпадало нечистое хлористое серебро несколько иного вида, чем обычно. Природа— „X-металла“ осталась неразгаданной; пробы на металлы платиновой группы дали отрицательные показания.

Приводимые ниже анализы трех образцов алданского золотого шлиха выполнены по предложению председателя Секции Золота и Платины Геологического Комитета в виду имевшихся в Нар. Ком. Фин. Якутской республики сведений о том, что золото это много теряет при сплавлении его (до 5%), а также, может быть, содержит примеси фальсификации, поэтому особенно было обращено внамание на потери происходящие при прокаливании шлихов при температуре около 1200°, при чем золото сплавлялось в королек. Потери при прокаливании, как видно из приводимых ниже чисел, незначительны и в пределах погрешности опыта, одинаковы для всех трех образцов. Уже это одно обстоятельство указывает на отсутствие летучих примесей. Пробы на теллур и селен также дали отрицательные результаты.

В дальнейшем ходе анализа не представлялось целесообразным обрабатывать шлихи отдельно соляной и азотной кислотой потому, что крупинки золота нередко включают в себя, облекают примеси минералов, так что нерастворив всего золота и серебра, нельзя быть уверенными в выделении всех посторонних примесей, а кроме того, в случае присутствия марганцевых окислов, выделяющийся хлор стал бы растворяюще действовать на золото. Растворение навесок шлихов

[1]) „Colloids and Flotation“ by Frederick G. Moses, Technical Paper 200—1918 г.

производилось в крепкой царской водке; избыток кислот выпаривался с добавлением соляной кислоты для полного удаления азотной. Нерастворимый остаток вместе с хлористым серебром промывался горячей водой, хлористое серебро растворялось в аммиаке, а нерастворимый остаток вторично подвергался обработке царской водкой, как изложено выше. Такая повторная обработка нужна потому, что большое количество хлористого серебра, выделяющегося при первой обработке, обволакивает мелкие крупинки шлиха и мешает полному его растворению, при повторной обработке всегда переходит в раствор еще некоторое количество золота и серебра, а в нерастворимом остатке уже больше незаметно металлических крупинок. Нерастворимые остатки исследовались лишь качественно: химически и под микроскопом; в виду сложности их состава представлялось напрасной тратой времени количественный анализ их, так как он не дал бы ничего интересного для суждения о свойствах изучаемого шлиха. Эти нерастворимые остатки содержат минералы: циркон, гранат, магнетит, ильменит, кварц, а также, особенно в шлихе из Ороченского прииска, вольфрамиты, которые отчасти разлагаются при растворении шлиха в царской водке, при чем вольфрамовая кислота подмешивается к осадку хлористого серебра и весьма затрудняет определение последнего. При растворении серебра аммиаком, вольфрамовая кислота также переходит в раствор и, при последующем выделении хлористого серебра азотной кислотой опять вместе с ним выпадает, сильно изменяя внешний вид и физические свойства осадка хлористого серебра, которое не соединяется, как обыкновенно в большие комочки и очень дурно фильтруется. Таким образом вольфрамовая кислота не может быть отделена от хлористого серебра аммиаком. Приходится подвергать нерастворимый остаток нагреванию с раствором соды до обработки аммиаком; раствор соды удаляет вольфрамовую кислоту и после этого хлористое серебро приобретает свои нормальные свойства; можно также восстановить осадок хлористого серебра водородом и растворить серебро в азотной кислоте, причем вольфрамовая кислота остается в остатке и вес ее должен быть вычтен из веса серебра.

Фильтрат, содержащий золото, осаждался раствором соды, остаток растворялся в слабой соляной кислоте и снова осаждался содой для отделения золота от железа, марганца и др. неблагородных металлов. Осадок от соды еще раз растворялся в соляной кислоте, и окислы железа и марганца осаждались аммиаком, с примесью перекиси водорода. Золото осаждалось из щелочного раствора муравьинонатриевой солью при нагревании; отфильтрованный осадок золота промывался соляной кислотой и взвешивался. Фильтрат, подкисленный соляной кислотой, обрабатывался сероводородом, при чем здесь иногда еще выпадали незначительные количества золота, не осевшего от действия восстановителя. Сероводородом также обрабатывался фильтрат от окислов железа и марганца для определения элементов IV группы, из которых только в Ороченском золоте можно было констатировать весомое количество меди, в других же она присутствовала в виде следов.

Четвертый образчик Алданского золота с Ороченского прииска прислан проф. В. А. Обручевым по поручению Правления треста Алданзолото Институту по Изучению Платины при Академии Наук СССР и был проанализирован со специальной целью разъяснить вопрос об „*X*-металле". Золото представляло из себя довольно крупные зерна обычного желтого цвета. Метод анализа несколько отличался от предыдущего. Навеска золота (5 *г*) растворялась не в креп-

кой, а в разбавленной 1 : 1 водой царской водке, при нагревании, на водяной бане. Это делалось с целью оставить нерастворенными вольфрамиты и получить вольфрамовую кислоту сконцентрированной в одном месте.

Таблица анализов.

	I	II	III
Золота	87,81	90,47	89,92
Серебра	6,72	5,70	4,81
Окиси железа и марганца	2,50	1,10	2,54
Вольфрамовый ангидрид (WO_3)	0,44	0,20	—
Потеря при прокалив.	0,26	0,24	0,20
Нерастворимый остаток	2,16	1,80	2,60
Сумма	99,89	99,51	100,07

Образец I с Ороченского прииска, III с прииска Незаметного, II—без обозначения происхождения, получен. из Якутской Конторы Госбанка.

Раствор сливался с осадка и вливалась новая порция разбавленной царской водки до тех пор, пока растворение прекратилось. Раствор выпаривался до густоты сиропа (а не до-суха), разбавлялся водой, фильтровался и подвергался обработке сернистым газом, как это рекомендует Тихомиров в упомянутой выше статье. Золото полностью восстанавливалось и легко отфильтровывалось от почти бесцветной жидкости. В этой последней не удалось открыть и следов золота. Таким образом необходимо признать, что способ осаждения золота сернистым газом очень удобен. Золото обрабатывалось кипячением в разбавленной соляной кислоте, прокаливалось и взвешивалось. В фильтрате от золота определялись: окиси железа, марганца и аллюминия, медь (электролизом) и др.

Осадок от растворения шлихового золота обрабатывался аммиаком для растворения хлористого серебра, которое затем выделялось из раствора подкислением его. Внешний вид хлористого серебра ничем не отличался от обычного; оно было промыто, высушено, прокалено в водороде и чистое серебро взвешено. Никаких примесей у него наблюдаемо не было.

Нерастворившийся в аммиаке осадок был сплавлен с содой; он состоял, как и в предыдущих случаях, из смеси различных минералов.

В нижеследующей табличке даны результаты анализа этого образца Ороченского золота вместе с нерастворимым остатком, который составлял 2,07% от навески.

Золота	90,94%
Серебра	5,01
Меди	0,06
Окиси железа и марганца	1,02
Al_2O_3	0,19
SiO_2	1,55
WO_3	0,06
Окисей щелочных и щелочно-земельных металл.	0,25
Потеря при прокалив.	0,27
Сумма	99,35

Кроме указанного здесь качественно был открыт хром. Описанные анализы показывают, что в Алданском золоте встречается в виде включений вольфрамит, который при растворении в крепкой царской водке дает вольфрамовую кислоту, находимую потом вместе с серебром; „*X*-металл"—есть ничто иное, как вольфрам.

Платиновый Институт Академии Наук
и Химическая Лаборатория Геологического Комитета.
1/v — 1927 г. Ленинград.

Ф. В. Сыромятников.

Об определении временного сопротивления растяжению хризотил-асбеста.

Среди различных полезных физических свойств хризотил-асбеста, прочность волокна является наиболее важным современным критерием для оценки его промышленного значения и, вместе с тем, весьма мало изученным свойством [1]).

Занимаясь многосторонним изучением хризотил-асбеста Баженовского месторождения, Петрохимическая лаборатория Института Прикладной Минералогии и Металлургии включила в цепь своих работ также измерение его временного сопротивления на растяжение.

При производстве опытов, имеющих пока предварительный характер, получен ряд цифровых данных, представляющих, по нашему мнению, некоторый интерес для опубликования.

Из литературных источников нам известны для различных родов асбеста лишь следующие величины: O. Hopkins [2]) приводит данные Haussman'a, относящиеся к 1847 году, указывающие, что крокидолит выдержал не разорвавшись нагрузку в 55 *кг/кв. мм*, тогда как другой образец, точно неустановленного типа, разорвался лишь при нагрузке в 184 *кг/кв. мм* [3]).

Обычное волокно хризотил-асбеста по мнению Н. С. Михеева [4]), дает 40—80 *кг/кв. мм* временного сопротивления растяжению. Так как ни Haussman, ни Михеев не приводят сведений относительно метода определения интересующей нас константы, то нельзя произвести критической оценки приведенных величин.

Первые наши ориентировочные и грубые опыты дали пониженные значения:

Хризотил-асбест Баженовск. местор. . . . . 15 *кг/кв. мм*
„ „ Невьянского „ . . . 10 *кг/кв. мм* [5]).

Причины нахождения такой чрезвычайно пониженной величины временного сопротивления на растяжение заключаются в неточном измерении площади сечения разрываемых волокон, и в происходивших механических деформациях волокна (зажим в пластинках и изгиб при производстве опытов). О сильном преуменьшении искомой величины упоминалось на страницах этой работы [6]) и вполне оправдалось более точными измерениями, как мы увидим ниже.

Этим исчерпываются известные нам литературные данные.

Скудность их можно объяснить не только тем, что прочностью асбестового волокна заинтересовались лишь в последнее время, но отчасти и тем, что получение точных цифровых данных представляет довольно значительные затруднения.

Излагаемый ниже метод, предложенный и разработанный мною под руководством проф. К. И Висконта, позволяет получить более определенные и точные величины, однако он все же не лишен многих недостатков и требует усовершенствования.

---

[1]) Н. С. Михеев. Асбест. „Нерудные ископаемые“, т I., 1926 г., изд. Академии Наук СССР, стр. 53, 54, 57.

[2]) Geol. Survey of Georgia Bull, № 29, 1914. p. 91.

[3]) Автором приведены диаметры волокон в дюймах и разрывные нагрузки в фунтах, которые и перечислены мною для удобства сравнения.

[4]) Н. С. Михеев. ib., стр. 54.

[5]) Ф. В. Сыромятников. Минер. сырье № 9, 1926 г., стр. 682.

[6]) Ib. стр. 683.

Механическое закрепление концов асбестового волокна является неудобным не только вследствие происходящего при зажимании расплющивания его концов, но, главным образом, благодаря тому, что волокна асбеста, имея малый коэффициент трения (подобно тальку), легко выскальзывают из зажима или целиком, или частично, отдельными пучками. Поэтому решено было перейти на закрепление концов волокна каким-нибудь цементом. Из последних наиболее удобным практически оказалась смесь канифоли с небольшим количеством канадского бальзама, твердая при обыкновенной температуре, имеющая достаточно малую вязкость в интервале 90—110° C [1]) и хорошее сцепление с волокном асбеста. Однако небольшая прочность самого цемента заставила применять для испытания весьма тонкие волокна, так как предварительные опыты с Баженовским асбестом вскоре убедили нас в большой прочности испытуемого материала. Возникшая отсюда трудность непосредственного измерения величины площади сечения [2]) была обойдена следующим косвенным способом.

Из куска асбеста перочинным ножиком выделялось отдельное прямое и тонкое волокно [3]), которое взвешивалось на точных аналитических весах (погрешность $\pm 0{,}1$ *мг*). Затем измерялась его длина с точностью до 0,1 *мм* и, зная по предварительным опытам его удельный вес (для осторожности примем погрешность $\pm 0{,}01$), вычислялась площадь сечения по следующей формуле:

$$s = \frac{w}{\lambda \cdot l} \text{ кв. мм}, \quad \ldots \ldots \ldots \ldots \quad (1)$$

где w — вес в *мг*, λ — удельный вес, l — длина в *мм*.

Прежде чем перейти к обсуждению вопроса о точности измерений, скажем несколько слов о деталях закрепления волокна. Способ закрепления зависит от прибора, на котором производится разрыв волокна и от величины нагрузки. Наиболее подходящим для наших условий оказался среди приборов, имеющихся в текстильной Лаборатории Института Народного Хозяйства имени Плеханова, прибор Ваег'а, дающий возможность применять нагрузку до 5 *кг* при точности отсчета около 0,025 *кг*.

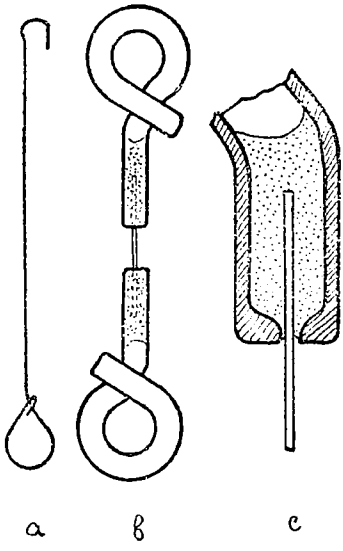


Рис. 1. Приспособления для закрепления волокон асбеста.

Приведенные ниже цифры были получены на этом приборе, сконструированном для разрыва длинных нитей растительной или животной пряжи. Расстояние между зажимными винтами в нем равно 57 *см*. Наше приспособление (см. дальше) требует не более 5—6 *см*. Поэтому для укорочения расстояния применялась толстая проволока с петлями на концах (см. рис. 1a). Один конец ее зажимался винтом прибора, на другой надевалась подвеска, сделанная из стеклянной трубки. Расположение асбестового волокна в трубках показано на рис. 1 b и 1 c. Для того, чтобы при переноске, оставшаяся незапаянной в трубке, часть волокна не деформировалась, употреблялись соответствующего вида картонные формы, вкладывание и вынимание препаратов из которых производилось лишь при вертикальном положении их. Необходимость применения чрезвычайно тонких нитей

[1]) Закипает при 140° C (по данным нашего опыта).

[2]) Вследствие неправильности контура сечения, измерение его под микроскопом недостаточно точно.

[3]) Под волокном мы условимся подразумевать одиночный пучек, состоящий из плотного аггрегата так называемых „элементарных волокон".

волокон) [1]) создает значительные осложнения в методе, которые пока не могли быть нацело устранены, и является поэтому недостатком метода. Сюда можно отнести: 1) увеличение погрешности отдельного определения в 50—100 раз при приведении нагрузки к одному квадратному миллиметру, 2) увеличение относительной ошибки взвешивания на обычных аналитических весах, вследствие малого веса волокна: так напр., волокно асбеста длиною в 47 *мм* при поперечном сечении в 0,01 *кв. мм* весит всего только 1.2 *мг*, и, наконец, 3) повышение чувствительности ко всяким случайным и, неизбежным при производстве опыта-механическим деформациям, которые благодаря своей небольшой величине совершенно не сказались бы на асбестовом волокне бо́льшего поперечного сечения.

Для того, чтобы разобраться в том, как влияют ошибки различных операций на погрешность отдельного измерения временного сопротивления растяжению, воспользуемся обычно применяемым в таких случаях методом анализа бесконечно—малых.

Формулой для вычисления интересующей нас величины служит:

$$P = \frac{q}{s} \text{ кг/кв. мм}, \quad \ldots\ldots\ldots\ldots \quad (2)$$

где P — временное сопротивление разрыву, q — разрывающая волокно нагрузка и s — площадь поперечного сечения волокна. Дифференцируя эту формулу получим:

$$dP = \frac{sdq - qds}{s^2}, \quad \ldots\ldots\ldots\ldots \quad (3)$$

где дифференциал соответствует погрешности.

Под dq будем подразумевать точность отсчета нагрузки, считая, что все другие поправки уже введены при поверке прибора. Что касается до погрешности ds, то дифференцируя уравнение (1), получим:

$$ds = \frac{1}{\lambda}\left(\frac{ldw - wdl}{l^2}\right) \quad \ldots\ldots\ldots\ldots \quad (4)$$

Удельный вес здесь для простоты принят постоянным, на что мы имеем достаточно оснований, так как во-первых, произведя ряд определений для одного вида асбеста, мы действительно имеем $\lambda = \text{const}$, и во-вторых эта константа настолько точно измеряется и так невелика по абсолютной величине, что ее погрешность никакого, практически, влияния на результаты опыта не оказывает. Подставив ds из формулы (4) в (3), получим для погрешности определения временного сопротивления растяжению формулу, представленную в таком окончательном виде:

$$dP = \pm\left(\frac{1}{s}dq + \frac{1}{s}\cdot\frac{q}{l}\cdot dl - \frac{1}{s}\cdot\frac{q}{w}\cdot dw\right) \ldots\ldots \quad (5)^2)$$

Из этой формулы легко видеть, что, при достаточно малых дробных значениях s, наибольшую величину будет иметь коэффициент при dw, и, следовательно, эта погрешность и будет наиболее важной для измерения. Ясно также, что при сохранении всех прочих условий опыта, для уточнения измерения необходимо в первую очередь перейти к взвешиванию на микро-весах. За неимением таковых в нашей лаборатории, этого нами сделано не было.

---

[1]) Поперечное сечение в среднем составляет около 0,01—0,02 *кв. мм*.

[2]) Подставив $s = \frac{w}{\lambda l}$ можно придать этой формуле такой вид:

$$dP = \pm\frac{\lambda}{w}\left(ldq + qdl - \frac{ql}{w}dw\right),$$

или прямо получить его пользуясь выражением: $dP = \frac{\partial P}{\partial q}dq + \frac{\partial P}{\partial l}dl + \frac{\partial P}{\partial w}dw$, но для наглядности считаем более удобным в данном случае воспользоваться ею именно в таком виде. *Ф. С.*

Пользуясь только что выведенной формулой (5), вычислим величину погрешности отдельного измерения для нашего конкретного случая.

Измерению были подвергнуты хризотил-асбесты различных месторождений, но более или менее достаточное количество данных получено лишь для высшего сорта хризотил-асбеста Баженовского месторождения. На последних мы и остановимся ниже.

Согласно сказанному выше на стр 574, погрешности отдельных операций таковы: $dq = +0{,}025$ *кг*, $dl = \pm 0{,}1$ *мм*, $dw = +0{,}1$ *мг*.

Вычислим общую погрешность отдельного определения для двух обычных случаев, при чем $l = 50$ *мм* и $\lambda = 2{,}5$ примем постоянными;

1 случай: при $s = 0{,}01$ *кв. мм*,

будем иметь: $w = 1{,}3$ *мг*, $q = 2{,}3$ *кг* [1]),

и следовательно: $dP = \pm(100\ dq + 4{,}6\ dl - 117\ dw)$

или: $dP = \pm 2{,}5 \pm 0{,}5 + 17{,}7$,

откуда в среднем $dP = \frac{dP_{\max} + dP_{\min}}{2} = \frac{20{,}7 + 14{,}7}{2} = \pm 17{,}7$ *кг/кв. мм*.

II случай: при $s = 0{,}015$ *кв. мм*,

аналогично предыдущему:

$w = 1{,}9$ *мг*, $q = 3{,}5$ *кг*, $dP = \pm(67\ dq + 4{,}7\ dl - 123{,}0\ dw)$,

или $dP = \pm 1{,}7 \pm 0{,}5 \mp 12{,}3$,

откуда среднее значение $dP = \frac{14{,}5 + 10{,}1}{2} = \pm 12{,}3$ *кг/кв. мм*.

Теперь перейдем к изложению результатов измерений.

Всего для Баженовского хризотил-асбеста (1 и 0 сорт) произведено 19 определений, приведенных в нижеследующей таблице:

Таблица 1.

№№ образцов	Временное сопротивление растяжению в *кг/кв. мм*	Среднее арифм.
600	183, 202, и 241	207 *кг/кв мм*
588	214	214 „
589	230	230 „
603	104, 116, 165, 177, 191, 221, 224, 248, 259, 276, 323, 346, и 366	232 „

Условия опытов изложены в нижеследующей таблице:

Таблица 2.

№ образца	Длина волокна в *мм*	Площ. поперечного сечения волокна в *мм*	Прибор, на котором производились опыты	Примечание
600	~ 25	0,01—0,025	самодельный	Волокно весьма прямолинейно.
588	37,9	0,021	Baer'a	Волокна слегка изогнуты.
589	58,4	0,012	„	
603	~ 47	0,008—0,015	„	

[1]) См. дальше среднее значение P для Баженовского асбеста.

Как видно из табл. 1 для Баженовского хризотил-асбеста мы имеем довольно большое разнообразие величин временного сопротивления на растяжение не только для различных образцов, но даже в пределах одного и того же образца. О причинах этого разнообразия пока, за недостатком материала, говорить не приходится, однако можно указать на одну из них, более или менее вероятную, и, может быть, главнейшую. Дело в том, что при изучении волокон асбеста под лупой и микроскопом были констатированы короткие поперечные трещины, иногда зияющие, иногда заполненные магнетитом. При подготовке материала все подобные волокна отбрасывались. Однако вполне возможно, что существуют также скрытые трещинки, неразличимые даже в микроскоп, которые и понижают истинное значение измеряемой величины.

Измерение временного сопротивления растяжению в различных участках длины волокна не дали каких-либо заметных колебаний и, следовательно, не обнаруживают какой-либо зависимости от места разрыва. Пользуясь данными таблицы 1, мы получаем для Баженовского хризотил-асбеста следующую среднюю величину временного сопротивления растяжению:

$$P = 226 \ кг/кв.\ мм \pm 16.$$

На основании теории ошибок погрешность отдельного измерения будет:

$$f = \pm \sqrt{\frac{[\delta^2]}{n-1}} = \pm 69{,}3,$$

а погрешность среднего арифметического:

$$F = \pm \frac{f}{\sqrt{n}} = \pm 15{,}9.$$

Из сравнения этих величин с полученными выше теоретически, можно сделать вывод, что при производстве опытов, очевидно, были неучтенные факторы, которые увеличивали погрешность отдельного измерения почти в четыре раза и только большое число измерений дает нам среднюю величину с точностью, соответствующей теоретическим предпосылкам.

Все эти рассуждения правильны, конечно, лишь при условии равенства величины временного сопротивления растяжению для различных волокон хризотил-асбеста одного и того же сорта. Вопрос о том, насколько это условие действительно выдерживается, пока оставим без ответа. В заключение, остановимся вкратце на сравнении полученных цифр с данными для других веществ.

Для растительных волокон имеем, примерно, такое временное сопротивление растяжению:

Лен	35,2 *кг/кв. мм*
Хлопок	37,4 „
Пенька	45,6 „
Кендырь	87 „

Отсюда видно, что прочность асбеста превосходит их в несколько раз. Даже для специальных сортов стали мы имеем гораздо меньшие цифры, только проволока из стали и некоторых сплавов (например *Wo* и *Zn*) [1] превосходит асбест по своей крепости. Этот факт подверждает предположение некоторых знатоков асбестовой промышленности о том, что асбест в асбоцементах может выполнять роль железа в железо-бетоне [2]. Те деформации, которые испытывает волокно асбеста (например при обогащении) безусловно понижают его прочность, но насколько — это вопрос, который поставлен на очередь. Мы пошли по пути изучения чистых напряжений, из которых одно (растяжение), как самое важное, было исследовано в первую очередь, но с тем, чтобы потом перейти

[1]) См. F. Fowle, Smithsonian physical tables, 1921, pp. 78 и 79.
[2]) Н. С. Михеев ib. стр. 73.

к рассмотрению сложного случая одновременного воздействия различных по характеру чистых напряжений. В этой нашей статье приведены данные лишь для Баженовского месторождения и то только для лучшего текстильного сорта. Изучение других сортов, — коротковолокнистых (со II по V сорта) потребует усовершенствования метода. Все это, а также измерение асбестов других месторождений, явится предметом изучения в ближайшее время.

За любезное разрешение пользоваться прибором Вааг'а и содействие при опытах приношу свою искреннюю благодарность проф. П. П. Петрову и его помощнику А. В. Новицкому.

Петрохимическая Лаборатория Ин-та
Приклад. Минералогии и Металлургии.
Москва 20 июня 1927 г.

А. А. Мамуровский.

Слюдяная промышленность Союза в ближайшем пятилетии (1926—1932 г.г.) [1]).

Организация государственной слюдяной промышленности началась лишь в текущем году созданием особого хозяйственного предприятия (краевого значения), в распоряжение которого переданы все Сибирские месторождения. Из них практический интерес представляют, пока что, лишь месторождения флогопита близ ст. Слюдянка Забайкальской ж. д. и мусковита на р. Маме в Витимском районе. Слюдянские и, в особенности, Мамские копи заставляют желать многого в смысле изученности; запасы того и другого месторождения могут быть определены лишь приблизительными цифрами. Более полное представление имеется о размерах слюдоносных районов, минералогическом характере жил, содержании в них слюды, ее качестве и экономических условиях разработки.

Все же организацию слюдяного треста следует признать своевременным мероприятием, т. к. Союзный рынок слюды находится в состоянии хронического

---

[1]) Помещаемые пятилетние планы развития слюдяной и графитовой промышленности составлены по поручению Главного Горного Управления, Институтом Прикладной Минералогии и Металлургии. Обе отрасли промышленности являются новыми и их существующие организационные формы нельзя считать окончательно установившимися.

Следует отметить, что отпуск средств для графитовых и слюдяных предприятий, только теперь выходящих из стадии опытов, носит случайный характер и печатаемые пятилетние планы являются первым подходом к правильному решению вопросов финансирования этих новых отраслей горного дела.

Значение графита и слюды определяется не только масштабом потребности в них нашего народного хозяйства. Последняя, если иметь в виду стоимость графитовых тиглей концентратов определенных марок и обработанной слюды—достигает для графита 1050 т. р. и 1410 т. р. а для слюды 735 т. р. и 1 300 т. р. в начале и конце пятилетия. Но тот и другой объект являются незаменимыми техническими материалами, употребляющимися основными и наиболее важными отраслями народного хозяйства—металлургической и электротехнической промышленностью. Поэтому истинное значение собственной добычи графита и слюды выявляется особенно убедительно в период военных столкновений, как это было во время последней мировой войны.

Пример графита и слюды особенно ярко подтверждает истину, которая так часто игнорируется нашей добывающей промышленностью. Одних богатых месторождений полезного ископаемого недостаточно для создания соответствующей отрасли промышленности. Без знания способов сортировки, методов обогащения и стандартных марок, отвечающих определенным условиям потребителей, разработка даже богатого месторождения не может быть успешной. Только исследование, учитывающее весь комплекс условий, может дать ответ об экономическом значении добываемой руды, которое является одновременно функцией месторождения, технических методов и рынка, понимая его как

голода, лишь отчасти смягчаемого импортом заграничного продукта. По данным ИНО ВСНХ СССР за последние два года ввоз слюдяных материалов выражается следующими количествами.

СОРТ	1924/25 г.		19252/6 г.	
	Тонны	Тыс. руб.	Тонны	Тыс. руб.
Слюда в листах . . .	29,0	91	76,0	264
Слюда в изделиях .	1,0	3	0,2	1

Кустарные разработки слюды, давшие некоторое количество ее за период 1923—26 г.г., не приобрели характера постоянного промысла; в 1926 г. наблюдается повсеместное сокращение и ликвидация добычи слюды, в виду выяснившейся неблагонадежности месторождений (Корелия, Урал) или финансовых затруднений (Слюдянка, Бирюса). Между тем, развитие электротехнической промышленности Союза ставит в порядок дня урегулирование снабжения ее слюдою, приобретение которой за границей по мере роста потребности сталкивается с стремлением более экономного расходования валюты. Все это требовало особого внимания к слюдяному делу и организации специального хозоргана, несмотря на отсутствие крупного разведанного запаса в известных слюдяных месторождениях.

Незначительные, сравнительно, капитальные затраты слюдяной промышленности допускают переброску предприятия, главная ценность которого заключается в подобранном квалифицированном кадре. История слюдяного дела в других странах определенно говорит за создание слюдяных предприятий в процессе кустарных разработок, которым почти нигде не предшествовали сколько нибудь широкое научное исследование и промышленная разведка. То и другое только теперь, по мере объединения слюдяных копей в руках крупных фирм, ставятся ими на должную высоту.

В основу настоящего плана развития добычи слюды в Союзе положено, главным образом, удовлетворение внутреннего спроса на слюду, быстро растущего в связи с проводящейся электрофикацией Народного Хозяйства. Таким образом, пришлось отказаться от первоначальной мысли построить слюдяное дело на основе широкого экспорта, т. к. собственная потребность в слюде оказалась значительно бо́льшей, чем это предполагалось; в то же время ближайшее знакомство с месторождениями Мамы и Слюдянки показало, что, несмотря на обширность обоих слюдоносных районов, запасы их далеки от оптимистических ожиданий, которые высказывались в посвященной им литературе. Это заставляет очень бережливо разрабатывать Союзные месторождения слюды, стремясь прежде всего дать нашей электротехнике этот незаменимый для нее материал.

комплекс количественных и качественных требований потребителя. Последние должны быть предметом критического научного изучения так же, как и самое месторождение.

Под указанным углом зрения вопросы графитовой и слюдяной промышленности прорабатывались Институтом Прикладной Минералогии и Металлургии, принимавшим деятельное участие в организации новых предприятий и передавшим им свои опытные рудники. Пробная добыча графита и слюды позволила Институту изучить внутренний и внешний рынок и реально познакомить потребителя с продуктами Союзных месторождений.

Перспективы развития обеих отраслей промышленности, намеченные той и другой пятилетками, могут быть реализованы лишь при условии правильного финансирования в указанных ими размерах. Без этого следует заранее отказаться от каких-либо успехов в дальнейшем развертывании графитовой и слюдяной промышленности. В этом случае необходимо теперь же поставить вопрос о концессионных предприятиях в указанных областях горного дела. *Ред.*

Все приведенные ниже расчеты базируются на данных, полученных от Главэлектро, ИНО ВСНХ, Промэкспорта, трестов: ГЭТ, „Корельский Гранит", Слабых Токов и результатов двухлетних исследований Института Прикладной Минералогии и Металлургии, изучавшего как месторождения слюды в Союзе, так и методы переработки слюды на различные изделия.

Настоящая программа предполагает полное покрытие всей внутренней потребности в первом же году пятилетия, что легко может быть достигнуто при условии своевременного отпуска средств.

Куда более трудной стороной дела является действительное овладение внутренним рынком, проявляющим обычные для всех отраслей промышленности привязанности к строго стандартным и привычным материалам. Среди них широкое применение дорогого мусковита для изготовления миканита, объясняются лишь консервативной привычкой, не имеющей рационального оправдания, так как по электрической прочности Слюдянский флогопит не уступает лучшим сортам мусковита. Полное вытеснение импортных слюдяных материалов с внутреннего рынка является главной задачей нового предприятия и разрешение ее имеет большое значение для обороноспособности страны.

Вывозить высшие сорта слюды за границу, где они, конечно, найдут почти неограниченный сбыт — элементарно просто. Но такой экспорт может быть рентабельным лишь при использовании всех низших сортов и слюдяного скрапа путем переработки их на щипаную слюду и порошок. Успешное выполнение этих задач зависит не только от Слюдяного Треста, но требует целой системы мер, как-то: расширение и упорядочение производства миканита, введение в строительство огнестойких слюдяных красок и полное запрещение ввоза слюды и изделий из нее из-за границы.

Без этого новый трест не сможет реализовать на внутреннем рынке предположенное количество слюды, которую разными путями будут импортировать по прежнему союзные предприятия.

Потребность в слюде Союзной промышленности:

Заявки на слюду наших хозорганов не отличаются точностью. Электротехническая промышленность, которая в Союзе также как и в других странах, является главным потребителем слюдяных материалов, до сих пор не выявила окончательно своей потребности, которая учтена более или менее точно лишь в части существующих крупных производств.

Электротехника предъявляет спрос почти исключительно на следующие слюдяные материалы:

— Обрезную слюду—т.-е. пластинки слюды, обрезанные по определенным, главным образом, прямоугольным шаблонам. Толщина пластин колеблется от трех до нескольких сотых миллиметров;

— щипанную слюду, представляющую собою тончайшие (0,05—0,02 *мм*) листочки площадью от 5 до 15 *кв. см*;

— миканит, т.-е. искусственный листовой материал, состоящий из щипанной слюды, склеенной шеллаком. Толщина его обычно колеблется от 0,5—3 *мм*

Электротехнические производства, потребляющие слюду, могут быть распределены по следующим группам:

а) электромашиностроение сильного тока, требующее главным образом миканит;

б) производство электроприборов слабого тока—миканит и обрезную слюду;

в) трамвайное хозяйство—миканит, обрезную и щипанную слюду;

г) производство электронагревателей—обрезную слюду;

д) ремонтные электромеханические мастерские—миканит и обрезную слюду.

Потребность в слюде кроме общих контрольных цифр, полученных от Главэлектро и ИНО ВСНХ была установлена специальным анкетным опросом непосредственных потребителей (трестов, трамваев и электростанций). Из тридцати

предприятий этого рода шестнадцать указало свою потребность, которая просуммированная с некоторыми поправками, в общем совпадает с данными ВСНХ СССР.

Две первые группы производств объединены Союзными Трестами — Государственным Электротехническим и Слабых Токов: их пятилетняя программа развития предусматривает ежегодный рост продукции в 25%. К этим же группам следует отнести Ленинградский Судотрест (Балтийский завод). К концу пятилетия крупным потребителем будет также концессионный электромашиностроительный завод в Ярославле, спрос которого не учтен совершенно.

Трамвайные хозяйства потребляют значительные количества слюдяных материалов. Для характеристики их роста можно привести ежегодное расширение в 20%, принятое в программе Московского Коммунального Хозяйства. Потребность вновь устраиваемых в ряде городов трамваев и электрифицируемого пригородного сообщения Москвы пока не может быть выражена определенными цифрами. Весьма возможная в ближайшем будущем электрификация некоторых железных дорог (Октябрьской) сделает НКПС также крупным потребителем миканита.

Заводы и мастерские электронагревательных приборов, начавшие работу лишь в настоящем году, определяют свою потребность в 5 *т* обрезной слюды. Ежегодный рост этого производства можно принять в 15%.

Потребность в миканите и других слюдяных материалах многочисленных электромеханических ремонтных мастерских (электростанций, заводов, фабрик и рудников) не поддается сколько-нибудь точному учету, ввиду распыленности спроса. Условно на 27—28 г. ее можно принять в 5 *т* миканита и 2,5 *т* обрезной слюды. Что касается ежегодного прироста этого количества, то здесь необходимо иметь ввиду, что проводящаяся сейчас широкая электрификация Народного Хозяйства связана с значительным импортом электрооборудования. Таким образом, накопление в стране электромашин и приборов происходит быстрее роста перечисленных электротехнических производств. Ремонт машин, при котором слюдяные части по большей части заменяются новыми, берет значительные количества слюды. Ввиду этого годовой прирост в последней группе предприятий надо принять в 30%.

Подитоживая всю потребность электротехнической промышленности в Союзе, сделанную на основе этих вполне реальных цифр, получаем следующие количества слюдяных материалов в тоннах (таблица 1).

Обрезной слюды распределяется между флогопитом и мусковитом в отношении 1 : 2.

Необходимо отметить, что количество щипанной слюды, идущей для производства миканита, по весу равно выпускаемому продукту, т. к. потеря слюды при наклейке компенсируется прибавлением шеллака. При переводе количества щипанной и обрезной слюды на очищенную, являющуюся основным полуфабрикатом всех слюдяных производств, следует иметь в виду очень значительный отход материала. Выход щипанной слюды из очищенной в значительной степени зависит от качества последней; он тем меньше, чем больше складок и морщин. Для флогопита II сорта выход не превышает 65%.

Молотая слюда, являющаяся крупным объектом слюдяного дела заграницей, не имеет, пока что, определенного спроса в Союзе, если не считать нескольких тонн мусковитового порошка, потребляющихся в год полиграфическими трестами. Надо думать, что вопрос использования флогопитового скрапа на Слюдянке, где благодаря близости к железной дороге, он может обходиться очень дешево, будет решен в ближайшем будущем в смысле переработки его на слюдяной порошок для огнестойких красок и термоизоляционных масс. Размер потребления сейчас можно определить лишь ориентировочными цифрами, основываясь на предположениях хозоргана, ведущего в этом направлении опытную работу (Паевое Т-во „Асбостром“). Обычное в Америке использование флого-

питового скрапа для производства кровельного толя наталкивается у нас на сильную конкуренцию дешевого талька.

Таким образом, внутренний спрос на главные слюдяные материалы, в ближайшем пятилетии должен держаться в рамках следующих цифр (в тоннах).

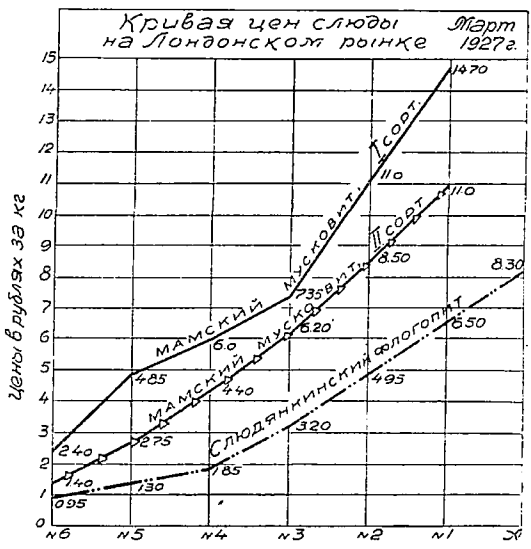
Таблица 1.

С О Р Т.	1927/28 г.	1928/29 г.	1929/30 г.	1930 31 г.	1931/32 г.
Обрезной мусковит	8,5	10,3	12,6	15,4	19,0
„ флогопит	4,2	5,1	6,3	7,7	9,4
Щипанная слюда для пр-ва миканита	61,0	75,9	94,5	117,7	146,2
Молотая слюда	100,0	200.00	400.00	700,00	1000,0

Предполагаемое производство молотой слюды поглотит лишь часть остающегося при переработке слюдяного скрапа.

Возможность экспорта слюды.

Мировой рынок слюды характеризуется все увеличивающимся спросом и сравнительно ограниченным предложением. Быстрое развитие электротехники во всех ее видах, являющееся характерной особенностью нашей эпохи, заставляет считать высокую слюдяную конъюнктуру прочной и систематическое повышение цен естественным. При значительных размерах мирового потребления предложение слюды из новых месторождений, даже в пределах 400—500 *m* в год. не может отразиться на рынке и остановить повышательной тенденции цен. В этом отношении перспективы нашего экспорта следует признать вполне благоприятными и реализация их зависит только от соотношения себестоимости, по которой удастся получать слюду в Союзе, и продажных цен на заграничных рынках. По данным „Промэкспорта“, полученным им при реализации первых партий флогопита со Слюдянки, и расценки Лондонскими броккерами образцов Мамского мусковита, цены на очищенную слюду, строго отвечающую обрезкой, размерами и качеством установленным на Лондонском рынке стандартам, держатся сейчас на следующем уровне.



При этом уровне цен экспорт сибирской слюды производится уже теперь с небольшим убытком, вполне покрывающимся обычной в настоящее время премией. Качество нашего флогопита и мусковита признано хорошим и при правильной стандартной обрезке, которая установлена Институтом Прикладной Минералогии и Металлургии, сибирская слюда по мнению Аркос'а найдет широкий сбыт на заграничном рынке. Партии Слюдянского флогопита реализовались немедленно по их получению в Лондоне и „Промэкспорт“ имел ряд предложений поставлять слюду по твердым договорам.

Все же молодость нашей слюдяной промышленности, неразведанность месторождений и интересы внутреннего рынка заставляют принять скромный

план экспорта, несмотря на крайнюю желательность получения валюты. Поэтому в программу Сибирского Слюдяного Треста экспорт вводится, как дополнение к производству слюды для внутреннего рынка, позволяющее поднять общую рентабельность предприятия. Поскольку наша промышленность требует слюду, главным образом, для миканита, в который без всякого ущерба для качества продукта могут итти, после расщипки ее, низкие сорта (морщинистый флогопит, крапчатый мусковит), постольку высокие сорта очищенной слюды следует экспортировать заграницу, где их можно выгодно реализовать в качестве стандартного товара. Такого продукта Слюдянское месторождение будет давать не менее 30% всей добычи, и этой величиной следует ограничить его экспортную программу. В случае выявления разведочными работами ближайших лет крупных запасов слюды, превосходящих размеры собственного потребления, экспорт может быть значительно расширен [1]).

Вывоз Мамского мусковита также должен быть ограничен скромными размерами, так как крупная добыча его потребовала бы очень значительных капитальных затрат. Будущее Мамского слюдоносного района связано с проведением железнодорожного пути, вопрос о котором не решится в ближайшем пятилетии. В этих условиях 100 *т* очищенной слюды в 1931—32 г. являются максимальной годовой добычей.

Запроектированный, таким образом, экспорт будет резервом на случай увеличения внутреннего спроса на слюду, подсчитанного на основе минимальных цифр.

Объект работ и структура слюдяного хозоргана.

Круг деятельности Сибирского Слюдяного Треста должен быть ограничен наиболее ходовыми слюдяными материалами, являющимися продуктом механической обработки сырой слюды. К числу их относятся очищенная, обрезная и щипанная слюда, а также слюдяной порошок различной тонкости. В будущем по выяснению рынка к ним могут быть присоединены слюдяные шайбы для свечей в магнето. Производство всех этих продуктов, являющихся по существу результатом рациональной рассортировки одного исходного материала,—сырой слюды—может быть установлено без значительных капитальных затрат в сравнительно короткий промежуток времени.

Изготовление миканита не следует включать в программу Треста: оно налажено на заводах ГЭТ'а, в размерах его собственной потребности; кроме того, миканит продуцируется Ленинградской фабрикой Треста „Корельский Гранит", которая уже сейчас может давать до 1 *т* в месяц. На поддержку и расширение этой фабрики, достигшей значительного совершенства в изготовлении миканита должно обратить сериозное внимание Главэлектро ВСНХ и на ней следует сосредоточить производство миканита различных сортов для заводов слабых токов, трамвайных хозяйств и электромеханических мастерских. Необходимо указать, что за границей это производство обычно ведется самими электротехническими трестами, или же особыми предприятиями не имеющими непосредственного отношения к добыче сырья.

Настоящая программа базируется на разработке в течение всего пятилетия только двух месторождений, могущих дать все слюдяные материалы, потребные нашей промышленности. Тяжелые климатические и транспортные условия Мамского района заставляют стремиться к возможно меньшей численности рабочих и служащих слюдяных копей. Поэтому производство слюдяных материалов следует ограничить на Маме очищенной и обрезной слюдой. Это отвечает также

[1]) Такое расширение пришлось допустить уже в 1927/28 г., чтобы не уходить совершенно с внешнего рынка, на который в текущем году поступит до 100 *т* очищенного флогопита (И-т Прикладной Минералогии 28 и Сибслюдтрест—70). Это соображение заставило ВСНХ СССР ввести в программу будущего года экспорт 50 *т* слюды, причем финансирование его будет происходить на особую ссуду „Промэкспорта".

предположению экспортировать бо́льшую часть Мамской слюды, что возможно производить лишь в форме этих продуктов.

Таким образом, слюдяное предприятие на Маме должно иметь кроме 3 или 4 рудников, центральную обрезную мастерскую в устье реки Мамы, где имеется удобная для устройства поселка речная терраса.

Производство флогопита близ станции Слюдянка должно давать бо́льшую часть своей продукции в виде щипанной слюды. Поэтому здесь кроме одного или двух рудников, должны быть устроены мастерские для очистки, обрезки и щипки слюды и мельница для ее помола. Приведенные ниже соображения делают рациональным перенесение щипки в Иркутск.

Темп развития слюдяной промышленности.

Развитие слюдяной промышленности, кроме отмеченных выше условий внутреннего рынка и экспорта, зависит также от размера финансирования и темпа оборудования предприятия. Нормальный порядок вложений, требует постепенного производства капитальных затрат, эффект которых скажется не сразу. В первый год работы Слюдянка покроет лишь внутренний спрос на флогопит, добыча которого будет носить чисто кустарный характер. Результаты реорганизации дела и оборудования рудников выявятся только в 28/29 г., когда предприятие может достигнуть нормальных производительности и себестоимости. Кроме того, на Маме первый год работы Треста должен носить, главным образом, разведочный характер с попутной добычей небольших количеств мусковита и организацией старательских работ на наиболее богатых копях. Благодаря указанным обстоятельствам во втором году пятилетия мы должны иметь резкий скачок, в смысле увеличения добычи слюды, соответствующей реализации произведенных капитальных затрат. Темп развития слюдяной промышленности, запроектированный на ближайшее пятилетие, показан в таблице 2-ой, где для более правильного уяснения масштаба работы приведена также стоимость продукции по отпускным ценам, характеристика которых дается ниже.

Производительность труда и количество рабочих в слюдяном деле.

Слюдяная промышленность отличается чрезвычайной трудоемкостью. Только добыча сырой слюды поддается некоторой механизации, путем установления перфораторного бурения. Но необходимость очень осторожного применения взрывных работ и тщательной отборки слюдяных кристаллов от жильной породы и совершенно негодной слюды делает добычу в значительной степени ручным процессом. Что касается очистки и щипки слюды, то попытки применения в этих производствах каких-либо механизмов потерпели неудачу. Нож, той или другой формы является единственным орудием этих процессов. Поэтому скорейшая организация слюдяной промышленности вполне отвечает проводящейся в настоящее время Госпланом СССР точке зрения, требующей создания наиболее трудоемких производств, способных при незначительных капитальных затратах поглотить избыточную рабочую силу сельского населения Союза.

Слюдянка. Для определения производительности добычи слюды мы располагаем данными Слюдянского опытного рудника Института, причем, вследствие ряда организационных условий, их приходится считать очень низкими. По механизированной добыче имеются данные Канадских рудников, где залегание и характер флогопитовых жил очень близки к Слюдянскому месторождению.

Производительность добычных работ в Канаде в 6 раз больше, чем на Опытном руднике в Слюдянке. Такая резкая разница делает определение количества горнорабочих и их производительности в нижеприведенной программе, предполагающей применение перфораторов, очень приблизительными. Нужно думать, что и на Слюдянке механизация добычи, поднятие квалификации горнорабочих и завершение организации предприятия увеличат производительность

в несколько раз. При этих условиях, даже при пониженных выходах, на каждую тонну очищенной слюды следует принять 0,5 горнорабочего в первый и 0,3 в последний год пятилетия.

Таблица 2.

Продукция слюдяных материалов 1927—1932 г.г.

	Сорт и район	1927/28 г.		1928/29 г.		1929/30 г.		1930/31 г.		1931/32 г.	
		Тонны	Тыс. руб.	Тонны	Тыс. руб.	Тонны	Тыс. руб.	Тонны	Тыс. руб.	Тонны	Тыс. руб.
Флогопит	СЛЮДЯНКА										
	Щипанн. слюда	61,0	457,4	75,9	455,4	94,5	548,2	117,7	659 5	146,2	789,5
	Обрезная „	4,2	52,5	5,1	51,0	6,3	60,9	7,7	71,9	9,4	84,6
	Очищенная „ (для экспорта).	—	—	37,3	55,9	46,5	67,5	58,0	81,3	71,8	96,9
	Молотая слюда	100,0	12,4	200,0	20,0	400,0	38,8	700,0	65,5	1 000,0	90,0
Мусковит	МАМА										
	Обрезная слюда	8,5	212,5	10,3	206,0	12,6	243,7	15,4	287,7	19,0	342,0
	Очищенная „ (для экспорта)	—	—	9,2	36,8	30,6	118,4	51,4	192,0	70,9	255,2
		173,7	734,8	337,8	825,1	590,5	1 077.5	950,2	1 357,9	1 317,3	1 658,2

Вопрос с очисткой слюды значительно проще как в смысле производительности труда, так и его стоимости. Производительность резчицы за 8-ми часовой рабочий день поднялась в последний месяц работы Опытного рудника до 4,5 *кг*. Эта величина является средней для 65 резчиц при очень больших колебаниях однодневной выработки отдельных работниц от 3 до 12 *кг*, и установленной норме в 6 *кг* за рабочий день. Следовательно, последняя норма является вполне реальной при соответствующем подборе работниц, и она принята для первого года программы. Дальнейший подбор резчиц безусловно даст возможность увеличить ее до 9 *кг*, если иметь в виду, что средняя производительность канадских резчиц достигает 15—16 *кг* за 10-часовой рабочий день. При этом мы будем иметь на очистку каждой тонны соответственно 0,6 и 0,4 резчиц в год. Эту же производительность следует принять для переработки очищенной слюды на обрезную.

Производительность щипальщицы зависит от качества и размера слюды, идущей в щипку. По данным слюдяной фабрики Треста „Корельский Гранит" при морщинистом флагопите второго сорта опытная щипальщица дает за 8 час. рабочий день 1 *кг* щипанной слюды из шестого номера, 1,3 *кг* из пятого и до 2 *кг* из четвертого. Если считать обычной пропорцией для слюды, поступающей в щипку, 55%—№ 6, 28%—№ 5, 17%—№ 4, то средняя для указанной смеси производительность выражается 1,25 *кг*. Вредность производства заставляет принять к концу пятилетия увеличение дневной выработки лишь до 1,5 *кг*. Тогда в год на одну тонну щипаннной слюды мы будем иметь с округлением 3 и 2,5 щипальщицы.

Мама. В Мамском районе хозяйственный способ добычи может вестись лишь с помощью перфораторов, в виду крепости слюдоносных пегматитов и дороговизны содержания рабочих. Во всяком случае производительность горнорабочего на Маме будет значительно ниже принятой для Слюдянки. Ориентировочно ее можно считать в переводе на очищенную слюду—1 *т*. на горнорабочего в первый год. Очистка мусковита также менее производительна, чем

флогопита, ввиду его бо́льшей твердости; ее можно принять за 8 час. раб. день в 5 *кг* для начала работ и $7^1/_2$ *кг* для последнего года пятилетия.

Общее число рабочих и служащих слюдяных предприятий является важным элементом всякого пятилетнего плана, так как с ним связаны расходы на жилищное и коммунальное строительство, а также ряд вопросов по подготовке и распределению рабочей силы. Поэтому здесь уместно привести ориентировочные числа, характеризующие предприятия на Слюдянке и Маме с этой стороны. Число служащих и вспомогательных рабочих в этих подсчетах принято в размере 25% для Слюдянки и 38% для Мамы, при чем в течение пятилетия по мере механизации предприятий и их организационного упорядочения допускается соответствующее снижение этих групп до 18 и 30%. Тогда динамика рабочей силы, подсчитанной по указанным нормам производительности, выразится следующими цифрами:

	1927/28 г.	1929/30 г.	1931/32 г.
1. Слюдянка и Иркутск. .	385 чел.	559 чел.	722 чел.
2. Мамский район	39 „	112 „	179 „
По всему Тресту . . .	424 чел.	671 чел.	901 чел.

Себестоимость слюдяных продуктов и их отпускные цены.

Определение себестоимости товарной слюды зависит почти исключительно от двух факторов: выходов очищенной слюды из жильной породы и подготовленности рабочей силы, т. е. производительности и качества труда. Первое обстоятельство, носящее очень изменчивый характер, устанавливается лишь в результате многолетних разработок, дающих возможность определить некоторые средние цифры для данной группы месторождений. Второй фактор носит в добыче слюды совершенно особый характер, на котором следует остановиться несколько подробнее. Не располагая кадром рабочих опытных в очистке слюды, невозможно определить выхода отдельных номеров, так как последние представляют собою в известной степени результат практических навыков забойщиков и резчиц. В этом основное отличие слюды от всех прочих видов минерального сырья. Роль аналитической лаборатории, устанавливающей содержание полезного элемента в руде, в добыче слюды играет обрезная мастерская. Если в лаборатории анализ производится с помощью точных стандартных методов, лишь в незначительной степени зависящих от индивидуальных качеств работника, то в обрезной мастерской определение содержания годной слюды в руде есть, прежде всего результат физической ловкости и опыта рабочего. Поэтому приводимые данные носят приблизительный характер и точное определение выходов товарной слюды мы будем иметь лишь после создания кадра квалифицированных резчиц, воспитанных новым Трестом в строгих рамках заграничных стандартов, впервые установленных Институтом.

Анализ последних данных (1927 г.) опытной разработки на Слюдянке и Маме говорит за неполное извлечение № 6, которого обычно должно получаться столько же, как и всех других размеров. Это вызывается как недостаточной подготовленностью резчиц, так и неустановившимися требованиями. Только теперь по обследованию заграничного рынка и выяснению широкого применения мелких размеров (№№ 5 и 6) и второго сорта, которые еще недавно считались неэкспортными, наши требования к товарной слюде могут быть формулированы совершенно определенно. Выход крупных размеров также следует считать ниже действительного, что целиком объясняется низкой квалификацией резчиц.

Таким образом, благодаря молодости нашей слюдяной промышленности мы не имеем точных цифр для установления себестоимости продукта, которая в настоящей программе развития слюдяного дела определяется ориентировочно на основе данных опытных разработок. Последние, носящие кустарный и экспедиционный характер, намечают лишь основные элементы себестоимости, которые при правильной организации дела должны дать значительное снижение.

В динамике себестоимости следует отметить следующие моменты. Первый год работы Треста даст, конечно, наиболее дорогую продукцию, благодаря кустарной обстановке работ и повышенным организационным расходам, обязательным для начала каждого производства. Подбор и обучение кадра резчиц и щипальщиц, усиленные торговые расходы, связанные с изучением рынка и приспособлением к нему, вызовут неизбежно в 1927—28 г. значительные накладные расходы, которых не должно быть в последующие годы. Поэтому себестоимость в 1927—28 г. принята на 20% дороже, чем в 1928—29 г., который считается первым годом нормальной работы предприятия, оборудованного всем необходимым в течение предыдущего года. В дальнейшем снижение себестоимости происходит медленным темпом, давая 10% за четыре года.

Оперировать цифрами себестоимости очищенной слюды можно лишь в том случае, когда одновременно с калькуляцией указывается также содержание различных размеров слюды в единице очищенного продукта.

В этом отношении в программе приняты последние результаты разработок Института Прикладной Минералогии и Металлургии, отражающие в себе, как выше указывалось, ряд обстоятельств опытного и организационного характера.

Эти данные, которые в первый же период работ хозяйственного органа претерпят некоторые изменения в смысле повышения содержания № 6, были использованы при составлении плана, так как они являются пока-что единственно реальными цифрами и применение каких-либо поправок внесло бы еще бо́льшие условность и произвол в наши расчеты.

Себестоимость 1 *кг* флогопита при соотношении размеров: № 2—2,0%, № 3—5.5%, № 4—19,5%, №5—40.% и № 6—33,0%, франко—склад Слюдянка, принимается для 1928—29 г. в 1 р. 35 к.

Щипанная слюда, для производства которой идут мелкие номера с себестоимостью килограмма—смеси, не превышающей 1 рубля, обойдется в упаковке 5 р. 50 к.

Для обрезной слюды невозможно установить какую-либо среднюю стоимость, так как цена ее зависит, прежде всего, от площади листов, доходя до нескольких сот рублей за 1 *кг*. В виду значительного спроса на большие размеры шаблонной слюды, получающиеся обрезкой крупных номеров (№ 3 и выше), условно себестоимость обрезной слюды принимается в 10 р. за *кг*. для флогопита и 20 р. для мусковита. Правильная постановка слюдяного дела требует заготовки всей обрезной слюды для внутреннего рынка в собственных мастерских, так как она является наиболее рентабельным продуктом. При большой стоимости электромашин и приборов, для изготовления которых идет обрезная слюда, цена на нее не имеет жестких рыночных рамок. Потребитель охотно платит вдвое и втрое при условии хорошего качества слюдяных пластин, так как такого рода материал котируется, как полудрагоценный камень. Этим пользуются обычно перекупщики очищенной слюды, покрывая стоимость всей партии обрезкой небольшой ее части.

Молотая слюда расценивается заграницей в зависимости от тонкости помола. В кровельные материалы идет флогопитовый порошок крупного помола, продающийся по 60—70 р. за тонну. Цена тонкой мусковитовой муки, с интенсивным серебристым блеском, доходит в Америке до 200 р. за 1 *т*; в Европе такой материал много дороже. Имея ввиду главный сбыт слюдяного скрапа в крупно-чешуйчатом помоле для термоизоляционных масс, себестоимость молотой слюды принимается в среднем 100 р. за тонну, при условии оборудования мельницы специальными заграничными машинами.

Себестоимость Мамского очищенного мусковита с соотношением сортов I и II по 50% и размеров № 1—2,0%, № 2—6,0% № 3—8,5%, № 4—17,0%, № 5—38,5%, № 6—28.0% определяется при работе перфораторами в 3 р. 25 к. за *кг*, франко устье Мамы. Фрахт до Иркутска в среднем для зимнего и летнего пути обходится в 300 рублей за тонну.

Продажные цены на слюдяные изделия установлены на основании следующих соображений. Отпускная цена всей части продукции, предназначающейся для экспорта, определяется ценами мирового рынка. Подсчет стоимости килограмма флогопита и мусковита, с указанными выше выходами отдельных номеров, по Лондонским ценам дает 1 р. 50 к. и 4 р. Эти цифры близко подходят к себестоимости нашей слюды в Лондоне, если принять во внимание железнодорожный и морской фрахт, а также торговые расходы по экспорту.

Другое положение мы имеем внутри страны, где предполагающееся в ближайшем будущем полное запрещение импорта слюдяных материалов, сделает Слюдяной Трест монополистом рынка. Отпускные цены на щипанную и обрезную слюду будут устанавливаться как равно-действующая двух взаимно-противоположных факторов—данной Правительством директивы максимального снижения цен и стремления Треста создать возможно скорее путем внутреннего накопления необходимый для работы капитал. Критерием правильного построения отпускных цен будет сравнение их со средним индексом вздорожания промышленных товаров.

Если стоимость полуфабриката — очищенной слюды — благодаря очень высоким выходам ее из жильной породы Слюдянских флогопитовых жил, не превышает уровня заграничных цен, что при отсутствии золотого паритета говорит о получении дешевого продукта, то по отношению к слюдяным изделиям мы имеем обычные индексы. Так, цена главного продукта, щипанной слюды, в 6 рублей за *кг* почти в два раза выше заграничной.

Средняя прибыль по всем производствам Треста принята в 10%, что является, конечно, условным приемом, в виду приблизительности данных себестоимости. В действительности рентабельность производства обрезной слюды будет всегда выше щипанной и очищенной.

Размер основного и оборотного капитала.

Все вышеприведенные соображения дают возможность наметить размеры основного и оборотного капитала.

Кустарный характер производств слюдяной промышленности и ее трудоемкость дают непропорционально большие цифры стоимости жилищного и коммунального строительства. При их подсчете по принятой норме в 18 *куб. м* на одно лицо и допуская 50% семейных рабочих с двумя членами семьи, получаем для Слюдянки, где к концу пятилетия будет 722 человека рабочих и служащих, затраты на жилстроительство в сумме 390 т. р. и коммунальное благоустройство в 75 т. р. Размер этих расходов, составляющих больше половины всех капитальных затрат, заставляет искать какую-то другую форму предприятия, тем более, что разведанный запас флогопитового рудника пока что вообще не допускает столь крупных капитальных вложений.

Главный контингент рабочих на Слюдянке составят щипальщицы, число которых вместе с вспомогательным персоналом мастерских для щипки достигает 400 человек. На производство щипанной слюды падает, следовательно, две трети фабричных зданий и с ним связано 55% жилищного и коммунального строительства. Капитальные затраты, соответствующие этому производству, выливаются в сумму 424.000 рублей. Перенесение щипки слюды в Иркутск, где имеется значительный фонд неиспользованных зданий, требующих небольшого ремонта и достаточный контингент рабочей силы обеспеченной жилищем и коммунальными услугами, уменьшило бы сумму капитальных вложений в слюдяное дело не меньше, чем на 350 тыс. рублей. Такого рода организация предприятия

вызвала бы, правда, некоторые лишние накладные расходы, связанные с дроблением хозяйства и добавочной перевозкой полуфабриката—очищенной слюды. Все же, эти последние расходы, выражающиеся в копейках, на 1 *кг.* щипаной слюды, будут слишком незначительны, чтобы отказаться от указанной выше крупной экономии.

При общей сумме капитальных затрат в 1.455 т. р. предполагается ввезти заграничного оборудования (перфораторы, компрессоры, мельница) лишь на 71 тыс. руб.

Оборотный капитал подсчитан из следующих соображений. При рациональной организации предприятия и правильном соотношении производительности рудника и мастерских, добыча очистка и щипка слюдяной партии в размере суточной производительности занимает не более двух недель. Транспорт по ж. д от Иркутска (Слюдянка) до Москвы (Ленинграда, Харькова) берет два месяца. Перевозка слюды с Мамы до Иркутска продолжается как по зимнему, так и по летнему пути около полутора месяцев. Таким образом, оборачиваемость средств не может превышать четырех раз в год для Слюдянки и двух для Мамы.

Этого темпа работы предприятие, конечно, достигнет лишь постепенно, по мере организации собственного и улучшения государственного транспорта для Мамского района, реализации капитальных затрат на Слюдянке, создания кадра опытных служащих и приобретения определенной клиентуры, связанной с Слюдяным Трестом постоянными договорами. Поэтому для первого года оборот капитала следует принять соответственно в 2 и 1 с последующим ежегодным ростом на 0.5. Банковское краткосрочное кредитование можно довести с первого же года работы до 50% собственных оборотных средств.

Переходя к покрытию капитальных вложений, следует признать, в виду важности скорейшего получения слюдяной продукции для электрификации народного хозяйства всего Союза, наиболее правильным, отпуск главных ассигнований по Госбюджету. Собственное накопление запроектировано в пятилетней программе в виде ежегодной чистой прибыли в размере $7^1/_2$% от себестоимости продукции (за вычетом $2^1/_2$% на рабочих и служащих) и амортизационных отчислений, при сроках полной амортизации в 10 лет для Слюдянки и 5 лет для Мамы. Размер вложения и порядок финансирования дан в таблице 3.

Таблица 3.

Годы.	Капитальные работы.			Оборотные средства.			Всего вложений.	Накопление.			Недост. капиталов (14—11).	Покрытие недостатка.			
	Заводы и рудники.	Жилищн. и коммун. строительство.	Всего.	Необх. увелич. обор. средств.	Увелич. банков. кредита.	Увелич. собств. обор. средств.		Амортиз. отчисления.	Прибыль за вычетами $2^1/_2$%.	Итого.		Импорт. оборуд.	Из госбюджета.	По долгосрочному кредитов.	Всего.
1	3	6	7	8	9	10	11	12	13	14					
1927/28	260	30	290	430	215	215	505	—	—	—	505	35	400	70 [1])	505
1928/29	328	80	408	—	—	—	408	39	52	91	317	36	281	—	317
1929/30	210	75	285	6	3	3	288	97	56	153	135	—	135	—	135
1930/31	175	75	250	32	16	16	266	138	74	212	54	—	124	—	124
1931/32	170	52	222	44	22	22	244	150	94	244	—	—	—	—	—
	1455	312	1455	512	256	256	1711	424	276	700	1011	71	940	—	1011

Примечания: [1]) Ссуда по ОДК на три года погашается в 1930/31 г. госбюджетным ассигнованием в 70 тыс. руб.

Судьба пятилетних гипотез ОСВОК'а заставляет думать, что эта первая наметка слюдяной промышленности будет в следующем году корректирована опытом вновь созданного Треста. Если для производств, существующих десятки лет, первоначальные гипотезы претерпели за один год коренные изменения, то план вновь создаваемой слюдяной промышленности будет в значитель-

ной степени исправлен реальными запросами рынка, выявленного до сих пор недостаточно полно. Перспективы развития слюдяного дела, как и всякой другой отрасли промышленности, зависят, прежде всего, от средств, которые будут уделяться в ближайшие годы исследовательской работе по слюде. Последние геологические данные дают основание считать возможным выявление новых промышленных слюдоносных районов на Урале (Кыштымский округ) и в Сибири (Усинский район, Бирюса) где месторождения мусковита находятся в благоприятных экономических условиях. Разведке и опробованию этих месторождений, которые могут значительно расширить экспорт слюды, должны быть уделены необходимые средства.

Только правильное финансирование, интенсивное исследование месторождений и изучение различных применений слюдяного скрапа создаст прочную основу новому делу и позволит ему, быть может, перерасти в ближайшем будущем намечаемый план как в смысле рентабельности дела, так и его размеров.

Москва, Май, 1927 г.

М. Койфман.

Промышленность естественных кварцевых абразивных материалов в СССР.

Наиболее распространенными из естественных кварцевых абразионных материалов минерального происхождения являются, главным образом, песчаники, кварциты и сланцы, использовываемые в виде точильных камней и кругов, брусков, оселков, жерновов и бегунных камней, далее—кремень, кварц и трепел.

Масштабы производства.

Кустарный и распыленный характер производства и потребления затрудняет точный учет этой отрасли промышленности. В литературе статистические материалы отсутствуют, а имеющиеся отрывочные сведения отличаются неточностью, а часто и резкой ошибочностью.

По данным, собранным проф. А. А. Рыбниковым [1]), основанным, главным образом на статистических сводках Губернских земств на территории 40 губерний Европейской России, Прибалтийского, Привислинского края и Сибири производством жерновов и точильных камней было занято до войны 5026 кустарей. В Европейской России производство развито в 26 губерниях из сорока, при чем больше всего кустарей насчитывается в Саратовской губ.—564 чел., Подольской—535 чел., Вологодской—583 чел., Вятской—378 чел., Витебской—369 чел. и Уфимской—364 чел. Нужно полагать, что и эти сведения не полны, и фактически число кустарей, занятых в этой отрасли производства, составляет не меньше 7000—8000 чел.

Ряд районов ими совершенно не учтен, именно разработки Киевской, Пензенской. (около 150 чел.), Оренбургской, Таврической, Херсонской губ., Средней Азии (Ферганская область и др.) и Кавказа (Кутаисская губ.—около 250 чел., Тифлисская и др.). С другой стороны — по большинству других губерний, данные Горного Департамента дают вдвое большие цифры (Вятская губ.—около 750 чел. вместо 378 и т. д.).

Число разрабатываемых месторождений весьма велико. Крупные месторождения перечислены в работе проф. В. В. Аршинова [2]).

Запасы пригодных пород огромны и практически неисчерпаемы. Произведенные В. Резниченко [3]) подсчеты только по одному из эксплоатируемых районов (Приднестровью) определяют минимальные запасы пригодного песчаника 2,3—2,5 миллионов тонн.

Показателем распыленности производства может служить число жел.-дор. станций отправления точильных камней и жерновов, составлявшее в 1907 году, при цензе в 600 пуд., для точильного камня 205, а для жерновов—224, кроме неучтенных, отправка по которым не доходила до упомянутого ценза.

---

[1]) А. А. Рыбников. „Мелкая промышленность России".

[2]) В. В. Аршинов. „Полировальные материалы" (Рудный Вестник, 1917 г.).

[3]) В. Резниченко. „Главнейшие месторождения жерновых песчаников на Украине". (Вестник Укр. Геол. Ком. 1924 г. № 4).

Даже официальные материалы Горного Департамента не учитывают всех пунктов производства, а там, где разработки не ускользнули от учета, данные о производстве значительно преуменьшены. Это легко объясняется тем, что сводки составлены на основании сведений, сообщенных кустарями и промышленниками, которым легко удавалось, благодаря затруднительности проверки и контроля, значительно преуменьшать размер производства. По „Сборникам статистических сведений о горнозаводской промышленности в России“ за 1905, 1907 и 1910 г.г. общая добыча за эти годы составляла:

	1905 г.	1907 г.	1910 г.
Жерновов, шт. . . .	5131	9176	4206
Точильных камней .	2550 пуд.	—	7882 пуд.
	12480 шт.	—	—

Выборки из работы Ю. Азанчеева [1]) определяют итоги производства (примерно за 1890 г.) в 20142 шт. жерновов, 1070 точильных камней, 4530 катков и 350000 брусков, и в отношении жерновов дают приближающуюся (на 60—70%) к действительности цифру. По остальным изделиям, как сводками Горного Департамента, так и Ю. Азанчеевым учтено не свыше 10—20% общего производства.

Точнее всего масштабы этой промышленности подаются учету по данным „Сводной статистики железно-дорожных перевозок“.

До войны перевозки по железным дорогам России составляли:

ГОДЫ	Точильных камней (тыс. пуд.)	Жерновов (тыс. пуд.)	ГОДЫ	Точильных (тыс. пуд.) камней	Жерновов (тыс. пуд.)
1898	721	1362	1905	1134	1565
1899	737	1763	1906	1143	1857
1900	814	1526	1907	1132	1891
1901	918	1759	1908	1141	—
1902	930	1779	1909	1087	—
1903	1264	2148	1910	1161	—
1904	877	2044	1911	1198	1717

Если из общих итогов жел.-дор. перевозок исключить перевозки из пограничных пунктов, определяющие размер ввоза из-за границы, и перевозки из торговых центров, а перевозки гужом и водные, включая потребление на месте производства принять равными 25% жел.-дор. перевозок, то внутреннее производство России определится примерно:

ГОДЫ	Общие ж.-д. перевозки	Перевозки из погран. и торговых пунктов	Жел.-дор. перевозки из пунктов внутрен. пр-ва.	Гужевые и водные перевозки	Внутреннее производство в России	Внутреннее производство в России тыс. руб.
	Жернова и точильные камни					
	в тысячах пудов					
Жернова.						
1902	1779	416	1363	340	1703	851
1903	2148	457	1691	422	2113	1056
1904	2044	477	1567	392	1959	979
1907	1891	583	1308	327	1635	817
1911	1717	611	1106	276	1382	691
в среднем	1916	509	1407	351	1758	879
Точильные камни.						
1903	1264	512	752	186	938	938
1907	1132	530	602	150	752	752
1909	1087	637	450	112	562	562
1910	1168	654	514	128	642	639
1911	1198	698	500	125	625	625
в среднем	1170	606	563	140	703	703
Итого в среднем	3086	1115	1970	491	2461	1582

[1]) Ю. Азанчеев. „Каменоломни и разработки полезных ископаемых“.

Таким образом, если учесть еще кварц, кремень и трепел, использовываемые как абразивные материалы только частично, то производство всех кварцевых абразивных материалов минерального происхождения до войны определится, примерно, $2^1/_2$ миллионами пудов, ценностью свыше $1^1/_2$ миллиона рублей.

С начала войны производство с некоторыми колебаниями падало, и в годы 1917—1921 почти полностью прекратилось. С 1922 года начинается заметное возрождение. Нужно полагать, что в 1927 году производство, в связи с сокращением ввоза из-за границы, превзошло довоенный уровень.

Это подтверждается опять-таки сведениями о перевозках из наиболее крупных центров производства.

С двух жел.-дор. станций Подольской губ. (Могилев-Подольск и Немерчи) перевезено:

ГОДЫ	Точильные камни, пудов	Жернова, пудов	Итого пудов
1902	—	210.000	210.000
1903	—	234.000	234.000
1904	—	238.000	238.000
1907	—	218.000	218.000
1911	—	167.000	167.000
1912	1.277	127.354	128.631
1913	828	227.050	227.858
1914	2.002	101.421	103.423
1915	34.496	52.429	86.845
1916	98.900	34.001	132.901
1917—1921	—	—	—
1922	—	—	22.313
1923	—	—	58.652
1924	—	—	141.584
1925	—	—	272.500
1926	—	—	около 320.000

Для этого района, являющегося одним из наиболее крупных и показательных, характерно постепенное падение до войны, начиная с 1904 года размера производства жерновов, и развитие, начиная с первого года войны, производства точильных камней. С 1922 года это производство также развивается быстрее производства жерновов. И в настоящее время производство точильных камней составляет 80—85% общей суммы.

Аналогичное развитие имеет место и в другом крупном районе производства — Артемовском. Перевозки со станций Донецких железных дорог (Роты, Хацепетовка и Артемовск) составляли:

в 1903 году — 125.000 пудов.
„ 1907 „ — 191.000 „
„ 1922 „ — 27.128 „
„ 1923 „ — 92.217 „
„ 1924 „ — 143.173 „
„ 1925 г. около 170.000 „
„ 1926 г. „ 200.000 „

Приведенные цифры по двум наиболее характерным районам дают, в связи с наблюдающейся относительной пропорциональностью общего производства России и производства этих районов до войны,—основание предполагать аналогичные процессы и в других пунктах производства. Если общее количество продукции в СССР пока и не вышло за довоенную норму, т.-е., составляет около $2^1/_2$ миллионов пудов, то стоимость ее, в связи с ростом цен, составляет в настоящее время не меньше двух миллионов рублей.

Рынки сбыта.

Потребителями абразивных кварцевых фабрикатов являются, главным образом мелкая мукомольная промышленность, химическая, соляная, крупорушная, маслобойная и т. п., потребляющие жернова, вальцы и бегуны,—металлообрабатывающая, потребляющая в год до 400.000 пудов крупных точильных камней, механические мастерские большинства предприятий и железных дорог, табачная, стекольная, деревообрабатывающая, ряд других отраслей промышленности, и сельское хозяйство, потребляющее мелкие точильные камни и бруски.

Рынки сбыта не всегда ограничиваются районом производства, или географически и экономически связанной с ним областью. Большинство предприятий выбрасывает свою продукцию на широкий рынок вплоть до отдаленнейших пунктов. Так, например, точиль-

ные камни украинских месторождений сбываются, главным образом, не на месте их производства, а в Центрально-промышленном районе, Северо-западной области, Поволжье и т. д. Весьма часты случаи сбыта в Архангельск, на Кавказ, и даже в Сибирь и Среднюю Азию. Средний пробег груза по массовым перевозкам, несмотря на чрезвычайно высокие ставки жел.-дор. тарифа, колеблется от 1250 до 2400 *км*, доходя часто до 4000 *км* и выше.

Такие явления имеют своей причиной не только нерациональную организацию экономики этого производства, отсутствие районирования и т. п., но также, главным образом, значительные колебания в качестве различных фабрикатов.

Техническое состояние производства.

Технические требования, предъявляемые различного рода предприятиями и производствами, весьма индивидуальны и разнообразны. Свойства фабрикатов, изготовленных из пород различных месторождений и даже одного и того же месторождения, резко отличаются друг от друга.

Если пока слабо изучены и с трудом поддаются количественному и качественному выражению технические требования и свойства искусственных абразивных материалов и орудий, производство которых сосредоточено в небольшом количестве крупных предприятий, то еще в бо́льшей степени то же можно сказать об естественных фабрикатах. Даже приблизительный научный подход к определению свойств продукта здесь совершенно отсутствует. Как производящие, так и потребляющие предприятия при определении качества продукции руководствуются навыком, грубой оценкой по внешнему виду породы и т. п.

Совершенно очевидно, что такой подход приводит к целому ряду ненормальных явлений. Они выражаются, в первую очередь, в огромном колебании цен в зависимости от качества изготовленного предмета. Цены на жернова до войны колебались от 5—8 рублей до 500 рублей за штуку (Путивльский уезд, Курской губ. [1]). Резкие колебания цен имеют место и в настоящее время.

Далее, в продукции даже одного и того же района, на ряду с фабрикатами высокого качества попадаются в большом числе и совершенно непригодные абсолютно или относительно данного производства и данных условий использования. В результате этого имеют место совершенно бесцельные перевозки на тысячи километров по железной дороге и гужом, и огромные скопления непригодных изделий на потребляющих предприятиях, доходящие до тысяч тонн. При стоимости жел.-дор. и гужевой перевозки, значительно превышающей стоимость фабрикатов на месте производства, это связано с бесцельной затратой значительных средств.

Техническая сторона добычи и обработки изделий поставлена также некультурно и нерационально. Разработки ведутся хищнически, почти без всякого технического надзора, месторождения запущены, несчастные случаи весьма часты. Механизация процесса добычи и обработки изделий при огромном числе и небольшом размере предприятий и отдельных пунктов добычи вряд ли возможна и целесообразна, особенно при дешевизне и значительном избытке рабочей силы. Даже в Западной Европе обработка таких изделий производится большей частью кустарным способом. Но все же некоторые усовершенствования обработки (как то, простейшая распиловка камней при массовом производстве), элементарные улучшения в перемещении и перевозке громоздких фабрикатов в пределах месторождения все же возможны, необходимы и значительно увеличат производительность труда.

Важнейшей причиной хищнического характера производства является, помимо ряда других факторов, избыток рабочей силы. Производство жерновов и точильных камней обычно является второстепенным источником дохода крестьянского населения прилегающих к месторождениям деревень. Кустари занимаются каменотесным делом нерегулярно, зимой и в свободное от полевых работ время. До войны заработки на этом производстве были весьма ничтожны. По данным Ю. Азанчеева, относящимся к 1890 г., кустари зарабатывали за зиму от 20 до 33 рублей. В крупных районах массового производства заработки и до войны были значительно выше.

Промышленники-скупщики, в руках которых, как правило, сосредоточивался сбыт продукции, продавали фабрикаты по ценам в несколько раз превышавшим себестоимость.

После революции положение несколько изменилось в сторону увеличения доходов непосредственных производителей и уменьшения расхождения между стоимостью производства и рыночными ценами.

Так, например, годовой заработок кустарей в Подольской губ., в зависимости от их квалифицированности и загруженности заказами, колеблется от 100 до 600—800 руб. Цены же на продукцию в связи с концентрацией большей части сбыта в руках кооперативных и государственных организаций немного выравнились и хотя значительно колеблются, но все же в меньших пределах, чем до войны (примерно, в среднем, от 75 коп. до 1 руб. 50 коп. за пуд. точильных камней и жерновов).

[1]) Горный журнал. 1887 г. № 2, стр. 191.

Избыток рабочей силы приводит и в настоящее время к резкой и нездоровой конкуренции между кустарями, их кооперативными объединениями и торгующими организациями как одного, так и различных районов. Конкуренция, как уже упомянуто, еще более ухудшает техническую сторону производства.

Перспективы.

Состояние и развитие промышленности кварцевых абразивных материалов в СССР и за границей заставляет предполагать, что эта промышленность еще надолго сохранит свое значение, а в некоторых направлениях даже будет развиваться.

Даже в С. Штатах, где производство кварцевых материалов, естественно, значительно более расшатано искусственными фабрикатами, роль кварцевых изделий еще достаточна велика. Если из общей суммы добычи С. Штатов составившей в 1924 году—3,96 миллионов долларов, исключить стоимость:

корунда и наждака 2000 *m* по 80 долл.	160.000 долл.
граната 10.000 *m* по 190 долл.	1.900.000 „
пемзы	40.000 „
Итого	2.100.000 долл.

то остаток в 1,86 млн. долларов т.-е. около 47% всей продукции, будет примерно, соответствовать прочим, т.-е., главным образом, кварцевым абразивным материалам.

Суммарная емкость русского рынка определяется следующими таблицами:

ГОДЫ	Количество и ценность иностранных товаров, ввезенных в Россию в тысячах											
	Естественные точильные камни		Жернова		Кремень, кварц, трепел и полевой шпат		Искусственные точильные круги и бруски		Прочие, кроме кварцев, абразивные материалы		Все, кроме кварцевых, абразивн. материалы	
	пуд.	руб.	пуд.	руб	пуд.	руб.	пуд.	руб.	пуд.	руб.	пуд.	руб.
1909	584	343	461	423	1485	133	17	318	—	—	—	—
1910	597	393	404	427	2018	235	21	416	—	—	—	—
1911	649	327	398	333	2282	244	24	456	—	—	—	—
1913	662	614	372	293	—	—	33	665	325	678	358	1343
1923—24	8	73	12	35	—	—	7	135	53	216	60	351
1924—25	14	78	12	34	—	—	15	387	102	862	117	1249

Внутреннее производство и ввоз в 1913 году.

Естественные кварцев. абраз. материалы	Пуды	Рубли	Прочие абраз. материалы	Пуды	Рубли
А. Внутреннее производство.					
Точильн. камни	703.000	703.000	Точильн. камни .	—	400.000
Жернова . . .	1.758.000	879.000	Корунд, наждак .	65.000	205.000
Прочие, около .	50.000	10.000	Пемза	30.000	45.000
Итого . .	2.511.000	1.592.000	Итого . .	95.000	650.000
Б. Ввоз.					
Точильн. камни	662.512	614.217	Точильн. круги .	33.000	665.000
Жернова . . .	372.000	293.000			
Прочие, около .	50.000	10.000	Прочие	325.000	678.000
Итого . .	1.084.512	917.217	Итого .	358.000	1.343.000
Суммарная емкость рынка	3.595.512	2.509.217		453.000	1.993.000

Из приведенных таблиц видно, что в общем потреблении абразивных материалов России определявшимся в 1913 году, примерно, в 4.050.000 пудов, стоимостью около 4.500.000 рублей, общее потребление естественных кварцевых материалов составляло по весу около 89% и по ценности 56%, а внутреннее производство по весу 55% и по ценности 36%.

Таким образом, роль естественных кварцевых материалов и их внутреннее производство были еще достаточно велики. Если учесть значительное сокращение после революции импорта естественных кварцевых материалов с 1.084.000 пудов на сумму 917.000 рублей в 1913 г. до 26.000 пудов на 112.000 рублей в 1924—25 году, послужившее значительным стимулом к развитию промышленности внутри страны, то можно быть уверенным в том, что возможности внутреннего производства в настоящее время шире, чем до войны. Это уже проявилось в организации ряда новых производств специальных абразивных материалов для различных отраслей промышленности, потребности которых раньше удовлетворялись исключительно ввозом из-за границы.

Нужно обратить внимание на наличие в стране месторождений, отличающихся особой доброкачественностью продукции.

Еще до войны некоторые фабрикаты вывозились заграницу. По данным статистики жел.-дор. перевозок в 1913—1914 году имели место прямые отправки жерновов в Австрию и в пограничные пункты, а именно: со ст. Немерчи Ю. З. ж. д. в 1913 году в Тарнополь — 221 пуд., в Гусятин — 191 пуд., в Подволочиск — 94 пуда и в 1914 г. в Тарнополь—838 пудов.

Произведенные в 1925 и 1926 годах исследования на Ижевских Оружейных и Сталеделательных Заводах, и заводе „Коминтерн" Южного Машиностроительного Треста показали изнашиваемость некоторых сортов Подольских точильных камней в 1,5—2,5 раза меньшую изнашиваемости обыкновенных, ранее употреблявшихся „Артемовских"; производительность равную 31% производительности карборундовых кругов, исключительную прочность при высоком числе оборотов и пыльность не превышающую нормы соответствующих карборундовых кругов. При стоимости последних в 50—75 раз больше песчаниковых эти результаты весьма показательны, и говорят о том, что при надлежащей постановке дела в этой отрасли возможны значительные достижения.

Возвращаясь к нерациональной постановке промышленности в настоящее время необходимо вторично констатировать полное отсутствие элементарного научно-технического подхода в производстве и использовании фабрикатов.

Необходимость рационализации диктуется непосредственными нуждами как производящей промышленности, так и массовых потребителей.

В первую очередь необходимо систематическое и детальное изучение весьма сложных и непостоянных технических свойств различных материалов и изделий, равно как и технических требований предъявляемых к абразивным кварцевым орудиям различными отраслями промышленности, различными производственными процессами и специфическими условиями использования.

С этим связана нормализация и стандартизация изделий и изучение областей и способов применения различных их разновидностей.

Необходимы петрографическое изучение пород и геологические исследования месторождений, изучение техники добычи и способов рационализации обработки, изучение экономики отдельных районов, влияние на их развитие местных условий, неправильно построенных железнодорожных тарифов, организационных форм производства и сбыта и т. д.

Научно-исследовательская работа в этой отрасли промышленности имеет широкое и разнообразное поле деятельности. При правильной ее постановке она даст значительные результаты, удовлетворит неотложные нужды ряда отраслей промышленности и создаст предпосылки удешевления продукции, повышения качества, районирования производящих и потребляющих районов и сокращения нерациональных перевозок.

Она облегчит замену импортных фабрикатов предметами внутреннего производства, и, весьма вероятно, создаст экспортные возможности для некоторых материалов, которые, благодаря высокому качеству, при низкой себестоимости, найдут сбыт в страны, ввозящие естественные абразивные изделия.

16/V—1927 года.

Москва.

Н. А. Дюкалов.

Возможен ли экспорт Курейского графита?

Мировой рынок графита для нас в настоящее время имеет весьма существенное значение, так как нарождающаяся графитовая промышленность Союза, вследствие сравнительно ограниченной потребности внутреннего рынка [1]) может сколько нибудь успешно развиваться лишь при расширении рынка своей продукции, при возможности экспорта графита за границу. Особенно это относится к курейскому месторождению аморфного графита.

Говорить о наличии у нас графитовой промышленности еще преждевременно, так как лишь одна организация Акц. О-во „Руссграфит" более или менее поставила лишь только добычу сырой руды на курейском месторождении в промышленном масштабе. Использование прочих графитовых месторождений Союза проходит кустарным способом. Курейский же графит, в силу отсутствия у нас обогатительной ф-ки, исключительно идет на экспорт, при чем в сыром виде—в руде. Дальнейшее развертывание добычи курейского графита при теперешнем состоянии графитового дела в Союзе возможно лишь при условии осуществления экспорта.

Возможен ли экспорт курейского графита, имеет ли он реальное перспективы успешного развития на ближайшие годы, найдет ли он сбыт на внешних рынках? Постараемся всесторонне осветить эти вопросы. Как старые довоенные, так и появившиеся за время войны поставщики графита на мировой рынок—Цейлон, Мадагаскар, Чехословакия, Австрия, Корея, Мексика и Италия, вследствие отсутствия спроса в послевоенные годы вынуждены были сильно свернуть свою добычу графита. Ожидали, что ликвидация скопившихся за время войны запасов, вновь даст толчок к усилению добычи. Однако эти предсказания до сих пор не оправдались—консервация графитовых предприятий продолжается. Следовательно, мировой рынок не испытывает нужды в графите,—спрос на рынке далеко отстает от размеров возможной добычи графита. Мы видим, что даже Цейлон—этот крупнейший, можно сказать, исконный поставщик графита, на мировой рынок вынужден более чем в два раза сократить свой экспорт. Возможная ежегодная добыча графита на Мадагаскаре оценивается в 50 000 *т*, между тем в последние годы его фактический экспорт составляет не более четверти этого. То же самое можно сказать в отношении прочих поставщиков. При таком состоянии мирового рынка, конъюнктура для экспорта курейского графита и перспективы его ближайшего развития весьма неблагоприятны.

Следующим условием, влияющим на экспорт курейского графита, является то, что этот графит аморфный, а затем то, что он поступает на рынок в сыром, необогащенном виде.

Удельный вес аморфного графита в общей мировой добыче графита колеблется от 50 до 65%. В последние годы он более приближается к первой цифре.

---

[1]) Потребность внутреннего рынка в аморфном графите составляет примерно 60% общей потребности. В 1925/26 г. Курейского графита реализовано в пределах СССР 375 *т*. В текущем операционном году общая потребность исчислена в 3 000 *т* из них 1 750 *т* аморфного. Курейского графита предполагается реализовать на 500 *т*.

Ред.

Удельный же вес аморфного графита в общем мировом экспорте графита значительно меньший и не превышает 40—45%. По этому виду графита мы имеем конкурентов в лице Кореи, Мексики, Италии и Австрии. Мексика и Корея часть экспорта отправляют в С.-А.С.Ш. и отчасти Японию. Таким образом потребность в импорте аморфного графита пока единственно доступного для нас Зап.-Европейского рынка, тем более при наличии стольких мощных конкурентов, весьма ограничена. Правда, все данные говорят за то, что потребность в аморфном графите возрастает но все же в настоящее время необходимо считаться с существующим на рынке положением. Затем, курейский графит отправляется в сыром необогащенном виде и этот момент, несмотря на высокое качество графита, имеет определенный минус и мы всегда можем столкнуться с рядом прямо таки фатальных недоразумений и, конечно, при этом положении дела не можем претендовать на какой-либо однородный гарантированный стандарт товара. Кроме того, это сильно влияет на цену товара и значительно понижает ее.

Между тем цена товара, т.-е. вопросы рентабельности экспорта, имеют решающее значение, а в этом то отношении мы при теперешних условиях находимся в худшем положении, по сравнению с нашими конкурентами. Только лишь одни расходы по транспорту графита до иностранного порта достигают 50 р. на тонну, предельный их минимум для ближайшего времени 40 р., что составляет в первом случае 85—70%, а во-втором 66 — 58% от существующей цены на мировом рынке на корейский аморфный графит (6—7 ф. ст. за тонну). Такие невероятно высокие накладные расходы, при теперешней также высокой стоимости добычи графита, делают экспорт, вследствие его крайней убыточности, почти совершенно невозможным. Вследствие географических условий экспорт курейского графита может производиться лишь один раз в году всей массой партии. Вывоз такой огромной массы графита на внешний рынок сразу же дезорганизует рынок, понижает цены, а кроме того, сопряжен с непосильными складскими расходами, так как одновременная и быстрая реализация всей партии графита невозможна. Есть еще целый ряд других менее существенных и сравнительно легко устранимых моментов, осложняющих экспорт курейского графита.

Основные же условия, с которыми прямо или косвенно приходится считаться при экспорте графита определенно говорят за то, что экспорт курейского графита сопряжен с величайшими трудностями, которые при теперешнем состоянии графитового дела в Союзе непреодолимы. Такое положение дела ставит под угрозу прекращения и полного свертывания так успешно начатого дела на курейском месторождении.

Это еще раз подтверждает необходимость упорядочения графитового дела в Союзе путем объединения его в одной мощной в финансовом отношении организации, предоставления вновь нарождающейся и необходимой для народного хозяйства Союза промышленности широкого кредитования. Кроме того, должно быть обращено серьезное внимание и приняты надлежащие меры к оборудованию обогатительной графитовой фабрики и к созданию приемлемых и благоприятых условий в отношении экспорта графита на внешний рынок, тем более, что благодаря этому не исключена возможность приобщения к этому делу заграничного капитала.

г. Москва.

И. А. Шапиро.

Возможен ли экспорт Курейского графита?

В предыдущей статье Н. А. Дюкалов, исследуя вопрос, поставленный в заголовке, приходит к отрицательному решению. Пессимизм автора покоится на двух основных положениях:

1) Потребление графита за последние годы значительно сократилось; старые, зарекомендовавшие себя поставщики графита на мировой рынок, сокращают свою добычу, поэтому конъюнктура экспорта Курейского графита и перспективы его ближайшего развития неблагоприятны.

2) Расходы по транспорту Курейского графита до иностранного порта велики, составляя 50 руб. на тонну, между тем как аналогичный Корейский графит продается на иностранных рынках по цене 6—7 ф. ст. за тонну. Поэтому экспорт нерентабелен.

Рис. 1. Устье реки Курейки. 18 сент. 1926 г.

Посмотрим насколько обоснованы тезисы Н. А. Дюкалова.

Действительно, потребление графита в любой стране связано с состоянием ее металлургической и электротехнической промышленностей, поглощающих более 70% всего расхода графита. Эти две отрасли промышленности не обнаруживают симптомов упадка, а, наоборот, проявляют тенденцию к развитию. Чем же тогда объяснить уменьшение потребления графита?

Дело в том, что уменьшение это только кажущееся.

За последние 15 лет технология графита сделала крупные успехи: проработаны новые методы обогащения, процессы обогащения механизированы и следовательно удешевлены. Страны, добывающие графит, вместо того, чтобы вывозить малоценный сырой продукт, с низким содержанием углерода, перерабатывают его на месте в высокосортный товар, который, понятно, расценивается значительно выше. Ярким примером является Мадагаскар, где до войны графит экспортировался без надлежащей обработки и по цене настолько низкой, что возвращающиеся с Мадагаскара суда погружали графит в виде баласта. В настоящее время Мадагаскарский графит вывозится исключительно высокосортный, с содержанием углерода 85—90% и расценивается на мировом рынке по 25—30 ф. ст. за тонну. Таким образом, сравнение данных о количествах импортируемого графита, в ту или иную страну, в довоенные и послевоенные годы не является достаточным показателем изменения потребления графита в данной стране. Уменьшилось количество, но улучшилось качество и увеличилась ценность товара.

Сокращение добычи графита на Цейлоне связано с исчерпанием запасов, заключавшихся в верхних горизонтах и необходимостью перейти к эксплоатации залегающих на большой глубине графитовых скоплений. Это изменение условий добычи потребовало крупных вложений капитала и вызвало заминку в ходе эксплоатационных работ. Затем в ряде отраслей промышленности (электротехнической, карандашной и пр.) аморфный графит предпочитается чешуйчатому или кристаллическому. Поэтому, если Мадагаскарские рудники, дающие чешуйчатый

графит, работают не с полной нагрузкой, то нет еще основания отсюда выводить, что конъюнктура для Курейского графита неблагоприятна.

Так обстоит дело с первым тезисом Н. А. Дюкалова. Рассмотрим теперь его второй тезис.

Транспорт Курейского графита от места добычи до иностранных портов слагается из двух перевозок: 1) от рудничной пристани до устья Курейки, расстояние 100 *км*, 2) от устья Курейки на морском пароходе до любого порта Северным морским путем.

Стоимость этих перевозок Н. А. Дюкалов определяет в 50 руб. за тонну, из коих на первую падает 15 руб., а на вторую 35 руб. за тонну.

Что касается первой перевозки, если ее осуществлять пароходом, буксирующим барки, то, согласно калькуляции Отдела Транспорта ГЭУ ВСНХ, стоимость должна выразиться в **3 р. 86 к.** за тонну.

Прибавив сюда стоимость погрузки и выгрузки, получим полную стоимость первой перевозки равной **6 р. 86 к.**

Точно также слишком высокой представляется стоимость фрахта от устья Курейки до заграничных портов. Комитет Северного Морского Пути включает сюда расходы по обстановке участка Енисея, в 300 мор. миль, от Курейки до Усть-Енисейского порта, расходы предусматриваемые в сумме руб. 20.000. Такая же сумма была затрачена в 1926 г., которая целиком легла на вывезенные „Востваром" 1335 тонн графита.

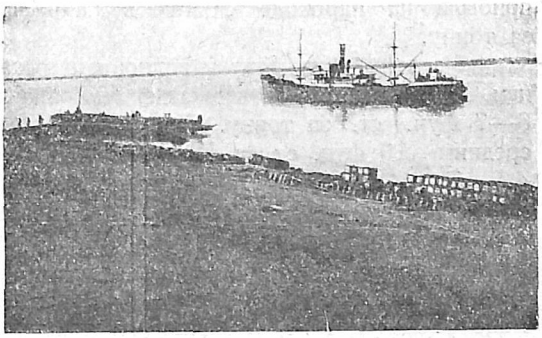


Рис. 2. Погрузка графита на „Вагу". 14—18 сент. 1926 г. Река Енисей в двух километрах ниже устья реки Курейки.

Вряд ли приходится доказывать нецелесообразность применяемого Комитетом Северного Морского Пути метода погашения производимых им расходов по улучшению условий плавания по Енисею. Обстановка рек, создание благоприятных условий плавания в советских водах есть общегосударственная задача и должна выполняться за счет бюджетных ассигнований по соответствующему ведомству (Водопуть). Такие затраты, равно как затраты на постройку портов и портовых сооружений, амортизируются Государством в течение длинного ряда лет, путем установления сборов, не ложащихся тяжелым бременем на грузы. Такой метод амортизации затрат приобретает особо важное значение, когда речь идет о Северном Морском Пути, грузооборот которого крайне ограничен и по которому направляются сравнительно малоценные экспортные товары. Метод же погашения подобных затрат в один год, за счет экспортных грузов, как это проэктирует Комитет Северного Морского Пути, в корне неправилен и может явиться серьезным препятствием к развитию вывоза сырьевых богатств Сибири. Стоимость перевозки одной тонны графита от устья Курейки до иностранных портов не должна превышать 25 руб. При применении же дифференциального тарифа к привозимым в устье Сибирских рек импортным грузам, фрахт на графит может быть снижен до 15 руб. за тонну. Итак, в первом случае, стоимость транспорта графита выразится:

От рудничной пристани до устья Курейки с погрузкой и выгрузкой 6 р. 86 к.
От устья Курейки до иностранных портов (Гамбург, Лондон, Гавр) 25 „ — „

Итого . 31 р. 86 к.

Во втором случае . . . . . 21 р. 86 к.

Трестовская себестоимость графита (со включением правленских расходов) составляет в тек. году, франко-рудничная пристань 44 руб. за тонну. Таким образом, вся стоимость тонны Курейского графита франко-заграничный порт составит от 65 р. 86 к. до 75 р. 86 к.

Посмотрим теперь, является ли пределом наших достижений приводимая Н. А. Дюкаловым реализационная цена, существующая на мировом рынке для Корейского графита по 6—7 ф. стр. за тонну.

Весной 1926 г. вопросом реализации Курейского графита заграницей занималось Торгпредство СССР в Германии.

Доставленные из Москвы средние пробы графита были подвергнуты анализу в берлинской лаборатории д-ра Бишофа. Основываясь на полученных удовлетворительных результатах, а также на сведениях, полученных непосредственно от заинтересованных в импорте фирм, Торгпредство пришло к заключению, что „можно рассчитывать на получение за наш графит в кусках около 20 ф. ст. за англотонну сиф Гамбург“ [1]). По этой цене Торгпредство разместило две небольшие пробные партии. Эти благоприятные сообщения позволили А/О „Руссграфит“ продать в 1926 г. фирме „Востваг“ 2.000 *т*. Курейского графита. Когда 30 октября 1926 г. часть проданной партии, в количестве 1355 тонн, прибыла на пароходе „Вага“ в Гамбург, покупатели предлагали 10 ф. ст. за тонну.

Из этих двух фактов видно, что реализация Курейского графита на внешнем рынке может совершаться по значительно более высокой цене, чем 6—7 фун. ст. за тонну. Последнюю цену можно считать низким пределом, средним—10 фун. ст., а высшим—20 фун. ст. за тонну.

Таким образом, второй тезис Н. А. Дюкалова, при проверке, оказывается также недостаточно обоснованным. Вышеприведенные данные с очевидностью подтверждают, что экспорт Курейского графита может быть вполне рентабельным.

Почему же, однако, успешно начатое на Курейском месторождении дело стало „под угрозой прекращения и полного свертывания“. Причины нужно искать не в „мировом масштабе“, а гораздо ближе.

Это прежде всего—затруднения финансовые.

Приступая в 1925 г. к организации союзной графитовой промышленности, Институт Прикладной Минералогии и Металлургии стремился мобилизовать для этой цели средства как потребителей графита, так и экспортирующих организаций. К сожалению, крупнейшие потребители графита—метало-тресты не оказали этому начинанию надлежащей поддержки. Точно так же, ни одна из экспортирующих организаций не пожелала участвовать в образовании капиталов графитового предприятия. Ассигнованные графитовой промышленности по Госбюджету на 1926/27 г. средства до сих пор не отпущены. Недостаток средств не позволил осуществить ряд намеченных Институтом мероприятий (постройка обогатительных фабрик, механизация добычи и транспорта), имевших целью улучшить качество графита и удешевить его себестоимость.

Затем следуют причины организационного порядка. Существование нескольких необъединенных между собой предприятий, что ведет к распылению средств и сил зарождающейся графитовой промышленности. Малая заинтересованность в развитии графитового дела трестов, являющихся ныне хозяевами „Руссграфита“ (Электротрест и Мосполиграф), как сравнительно небольших потребителей продукции последнего. Только этим можно объяснить постановление последнего общего собрания акционеров Руссграфита (10 марта с. г.), в силу которого Институт устранен от участия в руководящем органе этого О-ва. Недостаточная осведомленность экспортирующих организаций о положении графитового дела заграницей: сведения черпаются либо из литературных источ-

[1]) Торговый Бюллетень № 11. 13 марта 1926 г.

ников, зачастую вводящих в заблуждение пользующегося ими, либо из сообщений заведующих Отделами Промтоваров соответствующих Торгпредств. Эти осведомители, занимаясь одновременно номенклатурой в несколько десятков различных товаров, не могут, конечно, с исчерпывающей полнотой изучить какой-либо один из них. Поэтому получаемая информация носит случайный характер и изобилует сюрпризами.

Наконец, здесь сыграла свою роль чья то оплошность, вследствие которой был упущен благоприятный момент в ноябре 1926 г., когда за Курейский графит предлагали 10 ф. ст. за тонну.

Наличие в Гамбурге не реализованной большой партии графита повлекло за собой дальнейшее снижение его цены на местном рынке, а также невозможность экспортировать графит в текущем году.

Не подлежит сомнению, что на пути укрепления и развития совершенно новой в Союзе графитовой промышленности встречаются значительные трудности. Но эти трудности нельзя считать непреодолимыми. В частности, внедрение на иностранном рынке советского графита, сулящее в будущем миллионы валюты, требует больших усилий со стороны лиц, работающих в этом направлении, и известных жертв со стороны Государства, в виде вложения капитала в эту промышленность и принятия за свой счет возможных в первые годы убытков по экспорту.

Учитывая все возрастающее заграницей применение аморфного графита, идущего на изготовление электродов для электрометаллургии, огромные запасы графита Курейского месторождения и широкие возможности снижения себестоимости Курейского графита с одновременным улучшением его качества, нужно признать, что перспективы развития графитового дела в Союзе, при условии изживания вышеуказанных недостатков, вполне благоприятны.

Москва.

Заметки и Хроника.

О промышленной благонадежности месторождений слюд в Кыштымской даче. По поручению Уральского Отделения Института Прикладной Минералогии 29 января 1927 г. было обследовано месторождение слюды, разрабатываемое Уралгосторгом на площади кварт. 133 бывш. Кыштымской дачи.

Месторождение расположено в 17 *км* на ЗЮЗ от г. Кыштыма и станции и в 6 *км* от ближайшей точки Карабашской ж. д. ветки и разъезда. В настоящее время разведки и разработки Уралгосторга, начавшись только 20 октября 1926 г. захватили лишь небольшую часть района месторождений и по имеющимся данным, далеко не выяснена ни детальность геологического строения местности, ни, особенно, промышленная картина месторождений.

Последние расположены на юго-восточном конце меридианального массива, называемого на картах „Слюдяными горами". Как раз по этой местности проходит граница обширных меридиональных зон гранитной, гранито-гнейсовой и гнейсовой с запада и слюдяно-гнейсовой и сланцевой с востока, как показывает геологическая карта Кыштымской дачи (по Зайцеву) и карта Д. Николаева (восточная часть кварталов 90, 112, 133, 153, 172 и т. д.) Конечно, эти карты не выражают детального, действительного петрографического состава рассматриваемой площади, но сам факт, установленного широкого контакта двух различных типов горных пород в этой местности отлично совпадает с мощным здесь проявлением пегматитовых и других процессов, связанных с обширными контактовыми зонами. Этот факт является благоприятным показателем для месторождений слюд.

Геологические данные выработок и разведок. Осмотр небольших добывательских работ и немногочисленных разведочных мелких шурфов позволили установить следующее.

В описании мы следуем с запада на восток и с севера на юг. Данные кубатур выработок, а также количества слюд приводятся со слов штейгера И. А. Фомина, ведшего все эти работы. Названия их производятся по его же указанию.

1) „Забой № 1". — Уралгосторга в 60 метрах на ЗЮЗ от Южной вершинки скал горы Слюдяной, на довольно крутом склоне к югу массива этой горы. Это наиболее обширная выработка, длиной до 22 метров, шириной около 5 *м*; взято породы 150 *куб. м*, слюды 9600 *кг*, количество хорошей еще не определено; повидимому около 50% этого количества. Все породы выработки имеют очень крутое падение на восток, близкое к вертикальному. С востока залегают обычные для Кыштымской дачи гнейсы, переходящие в розоватый зернистый кварц, общей мощностью 1,5 — 1,20 метра, он сильно разбит поперечными, широтными трещинами (295°), с углом наклона к западу около 25°, причем трещиноватость перпендикулярна к линзе слюды. Гнейсы имеют простирание близкое к меридиональному (10°), а падение 60° на восток. Ближе к слюде лежит более темный, очень мелкозернистый, (роговообманковый) гнейс. Западнее его залегает слюдяная толща. 27/1 она была представлена слюдяной линзой длиной в 2 метра, при максимуме ширины в 1.28 метра, имея простирание почти меридиональное (10°) и крутое падение к востоку около 85°. Слюда производит впечатление обдавленной линзы между очень крупным пегматитом из розового зернистого кварца и белого мелкозернистого полевого шпата. Западнее слюды, подпирая ее лежачим боком розовый кварц зернистый, очень трещиноватый с гнейсовыми полосками в ней. Порода эта вскрыта на 2 метра в поперечнике. В кварцевой породе наблюдаются трещины совершенно параллельные, заполненные измененным полевым шпатом. Еще западнее постепенно проявляются обычные гнейсы, составляя западный борт выработки. Поражает значительная трещиноватость всех пород. Кроме того ясно видно, что часть трещин, особенно в восточном гнейсовом борту, растирилась вследствие оседания массы пород.

Слюда „Забоя № 1" представляется большими пластинами максимум до 40×70 *см*, размером, при толщине до 20 *см* в наиболее массивных участках. В толстых пластинах она имеет перламутрово - зеленоватый цвет, расщепленная становится равномерно серовато-зеленой, а в тонких листочках дымчато-слабо-зеленоватой. При сгибании вдвое листа спайности легко выпрямляется. То она представляет кристаллы почти без трещин, то с трещинами, резко выраженными параллельно одной из граней, то с диаклазовыми или косыми трещинами, вызывающими чешуйчатость спайности. То слюда легко разделяется по спайности, то она „каменista", особенно в некоторых забоях и с трудом колется, будучи пронизана по спайности выделениями очень мелкозернистых шпатов или зернистого кварца. Желтые пятна на слюде в цельных кусках главным образом связаны именно с этими включениями,

Непосредственно восточнее гнейсы переходят опять в кварцевую зернистую породу (повидимому Д. Николаев ее называет кварцитом в некоторых своих описаниях поперечных профилей) и на расстоянии метров 4-х от восточного борта лежит:

2) „Забой без №" Уралгосторга — небольшая копушка, взято породы всего 5 *куб. м*, но слюды 200 *кг*, повидимому, почти вся оказавшаяся годной. (Эти данные И. Фомин оговаривает „с чужих слов", т. к. работа велась не в его присутствии). Общий уклон породы здесь к западу, падение очень крутое.

С запада в висячем боку кварцевая розоватая зернистая порода (как в Забое № 1), под ним, восточнее пегматит белый, содержащий слюду мощностью до 90 *см*, еще ниже и восточнее гнейс с пегматитовыми полосами 1,40 метра. Слюда дала „пласть" до 20 кв. см. в различном залегании. Разведка остановлена. Эта разведка лежит метрах в 30 на север от „Разработки № 1". Добыватели считают, что слюды этого „Забоя без №" соответствуют полосе слюд, разрабатываемой „Разведкой № 1".

3) „Разведка № 1" Уралгосторга лежит в 20 метрах на ЮЮВ от „Забоя № 1". Слюды того же типа. Взято пока 19 *куб. м* породы, слюды же около 400 *кг*, из которой годной (т.-е. увезенной для обогащения на склад) около 240 *кг*. Слюда на поверхности представлялась полосой в 1 метр протяжения. Залежь имеет антиклинальное залегание, с востока налегают серые, очень мелко-зернистые гнейсы (вскрыты на 1,90 *м*) под углом падения на восток около 45 — 40°, затем западнее идет слюдяно-пегматитовая полоса шириною от 25 до 100 *см* с промышленной слюдой. С западной стороны эта последняя полоса постепенным переходом через вертикальное залегание в западное падение ограничивается крупно-пегматитовой породой—зернистым розовым кварцем, чередующимся с полосами очень белого зернистого полевого шпата. Среди них струйчатые полосы слюдистого гнейса с постепенными переходами в них, шириною 10—15—20 *см*, длиною 25—30 *см*. Западнее, в верхнем борту забоя серые гнейсы, падающие на запад под углом 50°. К северу и СВ пегматит содержит такой же розовый кварц и белый зернистый полевой шпат. Слюда от 18×22 *см*, до 30×40, 30×50 *см* и более. Слюда расположена на протяжении 2 метров в несколько перемещенном положении (б. м. очень крупный пегматит), но все куски видимой слюды (до 40 *кг* весом) представляются прямыми, не перемятыми.

4) „Южный шихан" — каменистая вершинка горы Слюдяной состоит из слюдистого гранито-гнейса, в котором линзообразно проходят жилы пегматитов с кристаллами ортоклазов до 3×6 *см*, в пегматитах и в общей массе породы разбросаны белые слюды, выступающие на поверхности шихана, особенно на западном обрывистом его склоне.

5) „Разведка № 2" Уралгосторга непосредственно у основания скал описанной вершинки, с ЮЗ произведена небольшая разведка—разворочены глыбы гранито-гнейса до глубины около 2 *м*, шириной около 2.20 *м*. Общее падение пород к востоку. Сверху (с востока) лежат светлые гранито-гнейсы, с участками слюдистого пегматита, залегающие линзообразно, полого падая на В. Ниже под ними серый мелкозернистый гнейс пересечен на 30 *см*, а еще ниже мелкозернистый более светлый гнейс. Гнейсы разбиты трещинами с простиранием 330, 310 и 95°. Простирание гнейса в забое СЗ 37—30°, при падении 66°—80° на восток. Слюда залегает под серым гнейсом, над более светлым гнейсом. Слюда при начале работ на поверхности представлялась широкой, в 18 *см* линзой, а теперь на дне разведки линзочка ее не более 10 *см* в поперечнике, при 15—20 *см* длины. Разведка была приостановлена. Выработано породы 9,7 *куб. м*, слюды всего взято 160 *кг*, из нее „годной" взято 48 *кг*.

6[1]) „Забой № 3" Уралгосторга в 12 метрах южнее вышеописанной „Разведки № 2", на той же полóсе слюд, вскрыт обычный для Кыштымской дачи окисленный, побуревший гранито-гнейс. Всего взято породы 2,9 *куб м*, а слюды добыто всего 240 *кг*, из них „годных" 80 *кг*. При начале работ ширина „слюдяной жилы" была 15 *см*, и она наблюдалась на протяжении 3 метров. Сейчас наблюдается лепестковая слюда на протяжении 1 метра, кристаллы ее диаметром 3—4 *см* ×6—7 *см*; залегают они в перемятом хаотическом виде в породе.

6[2]) „Забой № 3" Уралгосторга лежит метрах в 30 южнее „Забоя № 2", на той же полосе слюд. Яма шириной до 4-х метров, и по простиранию 2 метра: взято всего 29 *куб. м* породы. Слюды добыто 320 *кг*, из нее „годной" 128 *кг*, Простирание пород здесь около 25° ССЗ. Падение пород крутое к востоку до вертикального. Сверху, с востока залегает светлый гнейс, который сменяется полосой до 2 метров мощности светлых, очень красивых и сильно сланцеватых пегматитов, в которых полосы розоватого зернистого кварца сменяются с очень белыми полосами мелкозернистого и кристаллического полевого шпата. По всей этой толще в 2 *м* пегматитов и залегает прерывисто слюда, менее перемятая, чем в „Разведке № 2" и „Забое № 2". Простирание полосы слюдяного пегматита ССЗ 25°, а падение к востоку 65—75°. Забой производит очень благоприятное впечатление.

7) „Разведка № 3" Уралгосторга лежит в 30 приблизительно метрах на восток от вершинки горы Слюдяной. Небольшая копушка—породы взято 2,5 $м^3$ слюды „годной" 24 *кг*. Копушка имеет 2 × 2 метра, при глубине всего 70 *см* в граните и пегматите светлых, окисленных находится гнездо слюды в 5—6 *см* в поперечнике. Простирание его 40° СЗ, падение к западу 50—55°. Порода здесь мало передавлена, грубозернистее других, аналогична таковой в сопке. Шурфовка на СЗ обнаружила присутствие слюды, разведка же к югу до болота не дала И. А. Фомину признаков слюды. На север по простиранию полоса слюды не прослеживалась. Значительно южнее были проведены разрозненные шурфовочные работы, данные которых не вполне ясно были представлены. Позднее время (начало зимы) заставляло спешить и сосредоточить пока внимание на лучших выходах слюд.

8) „Разведка № 4" Уралгосторга лежит около 200 *м* к югу от „Забоя № 3". повидимому в связи с слюдяной полосой или близкой к нему: копушка в широтном направлении 2 метра и по простиранию 3 метра. Простирание пород 40°, падение на восток 45°. Следуя с запада на восток и снизу вверх идут сильно перемятые гранито-гнейсы; на них около 10—15 *см* толща мелколепестковой слюдистой породы. выше 12 *см* гранито-гнейса белого, проходящего крепким трещиноватым слоем; еще выше толща очень мелколепестковой выветрелой слюды—40 *см*, которую прикрывают обычные гранито-гнейсы, окисленные (розового цвета). Разведка оставлена за отсутствием крупнолепестковой слюды.

9) „Забой № 5" Уралгосторга в 4-х метрах к юго-западу от предыдущего, ширина работ 4 × 4 *м*, глубина 1,5 *м* взято 15 *куб. м* породы. Слюда имеет простирание 45° СЗ, вся трещинована, перемята и лежит зигзагообразной полосой в различных положениях, как бы в перемятом пегматите. Белая слюда залегает в зернистом шпате белого пегматита. Разведка не закончена.

Основные положения. 1. Из всех известных месторождений слюд на Урале рассмотренные месторождения являются самыми ценными в промышленном отношении и представлены несколькими полосами слюд. Они же носят наиболее крупные следы старинных добыч слюды на Урале.

2. Слюды связаны с пегматитами контактовой меридиональной зоны гранито-гнейсов и слюдистых сланцев.

3. Пегматиты имеются нескольких типов; господствуют очень крупной структуры пегматиты, с резким отделением розового зернистого кварца и очень белого мелкозернистого полевого шпата (микроклин и плагиоклазы — Забой № 1 и Разведка № 1). Они дают наиболее высококачественные, крупные слюды, и наименее перемятые. Обычно они прикрыты с востока мелко-зернистым серым гнейсом. Второй тип пегматитов сланцеватой структуры из розоватых и белых кварцев и мелкозернистых белых полевых шпатов, отличающийся полосчатостью,

дает также хорошую, но менее крупную слюду (Забой № 3). Пегматиты обычного типа дают слюды меньших размеров и более передавленные (массив горки Слюдяной и шурфовка около нее и в 200 м к югу).

4. В имеющихся выработках разведками установлены пока 4—5 полос слюдяных залежей. Самая западная из них (Забой № 1) является одной из лучших и наиболее благонадежных.

Восточнее ее в нескольких метрах (Забой без №, Разведка № 1) вторая полоса к югу повидимому ничем не отличающаяся от западной. Возможна тесная между ними связь. Система этих двух полос прослежена лишь на протяжении 30—50 метров и то частично.

Третья констатированная полоса—осевая по отношению к Слюдяной горе (Разведка № 2, Забой № 2), старинные добычи к ЮЮЗ от нее, (Забой № 3, б. м. Разведка № 4 и Забой № 5) на общем протяжении более 250 метров.

Четвертая полоса, выраженная старыми выработками на восток от вершинки г. Слюдяной, а также к ЮЮВ от забоя № 2, и наконец пятая—на восток от вершинки горы метрах в 30 (Разведка № 3 и 6; м. б. Разв. № 4, Забой № 5 и Забой № 6).

Следовательно, площадь шириною более 100 м и длиною по средине около 250 м при небольшой разведке дала уже и промышленные выходы слюд и ряд слюдяных полос только еще констатированных.

5. Зарисовки верхних частей забоев не сделаны и первоначальная картина этих залежей не зафиксирована, но по рассказам, выработанная часть месторождений была аналогична линзообразным залежам, обнаруженным вскрышами к 29/I 1927 г. Следовательно линзовидное залегание слюд в трещиноватых очень крупных пегматитах (розовые кварцы зернистые, белые зернистые полевые шпаты, микроклин и плагиоклазы) являются характерным для месторождений; в них слюды достигают наибольшей крупности пластин и являются наименее измененными давлением.

6 Разведка—добыча Уралгосторга выявила лишь очень небольшую часть общих запасов рассматриваемых площадей и проводилась в неблагоприятное время (с 20/X 1926 г. по 27/I 1927 г). Все эти работы, при имевшихся условиях, следует признать рационально проведенными.

7. Месторождение следует признать промышленным, особенно западные полосы его, давшие большие выходы слюды при небольшой кубатуре пород. Но оно требует специальных средств для немедленной разведки, так как нет еще достаточных высокосортных слюд, гарантирующих по своей выясненности немедленное расширение добыч.

8. Разведка (и попутная добыча) должна базироваться в первую очередь, и главным образом, на изучении двух западных слюдяных полос как к северу, так и к югу, а также и в глубину. Кроме того необходимо осветить весь промежуток между ними. Работы вести как в меридиональном направлении, так и в крест простиранию, поперечными траншеями. Необходимо установить петрографические, минералогические и геологические условия залегания наилучших сортов слюд, чтобы иметь директивы для дальнейшей слюдяной промышленности в этих месторождениях.

Свердловск. 30/I—27 г. Проф. *М. О. Клер.*

Рефераты, обзоры и отзывы.

Geologie von Sibirien von W. A. Obrutschew. Berlin. 1926. 573 стр. с 60 рис. 10 палеогеограф. и 1 тектон. картой.

Труд проф. В. А. Обручева, появившийся в 1926 году на немецком языке, представляет чрезвычайно обстоятельную, хотя и сжатую сводку всего, что известно по настоящее время о геологии Сибири.

Появление сводных работ, подводящих итоги исследований за бо́льшие или мéньшие периоды времени по отдельным научным вопросам, или отдельным странам, столь принятые в иностранных государствах, очень редки у нас. И не лишено интереса то обстоятельство, что первый капитальный сводный труд по геологии Сибири, принадлежащий перу русского же исследователя и ученого, появился на немецком языке.

На этом языке мы имели уже свод данных по геологии Сибири, правда другого характера, в классическом сочинении Das Antlitz der Erde. Также и в других общих сочинениях Кобера, де-Лонне и некоторых других, геологии Сибири уделяется значительное внимание.

Значение подобной сводной работы очевидно и бесспорно. И в особенности это относится к Сибири, стране уже свыше 200 лет изучаемой, но лишь за последние 30 лет более или менее систематически.

Несмотря на то, что до сих пор на картах, даже очень мелкого масштаба, в роде учебной карты, изданной Геологическим Комитетом, есть крупные незакрашенные пятна,

все же за эти 30 лет геологическое изучение Сибири продвинулось вперед гигантскими шагами. Геологический Комитет, Академия Наук, Географическое общество и другие научные учреждения посылали все эти годы изыскательные партии и экспедиции в Сибирь и для чисто научных целей, и с практическими заданиями.

Проф. В. А. Обручев, сам посвятивший многие годы своей жизни исследованиям в различных частях Азии и в частности в Сибири, всегда стоял на высоте знаний об этой интересной и столь важной для понимания тектоники Азии стране, всегда следил за геологической литературой по Сибири, реферировал ее и, можно сказать, творил свой обобщающий труд совместно с работами сибирских геологов.

Книга состоит из 11 глав, из которых первая дает разделение Сибири на геоморфологические области, а последняя трактует об истории развития и тектонике Сибири. Все остальные главы посвящены каждая отдельному геологическому периоду.

Здесь рассматриваются как чисто стратиграфические вопросы о составе, последовательности, фаунальном характере и возрастном подразделении осадочных отложений, так и вопросы, связанные с палеогеографией и явлениями диастрофизма, вулканизма и прочими событиями геологического прошлого, через этапы которого Сибирь пришла, наконец, к своему современному облику. Наконец, не оставлены и вопросы распределения и группировки полезных ископаемых, связанных с теми или другими стратиграфическими комплексами и территориями.

Размеры материала, уложенного в 450 страниц основного текста, не считая дополнений, занимающих еще 50 страниц, огромны в буквальном смысле слова и надо было обладать большим искусством, чтобы не исказить этого материала, втискивая его в заранее намеченные рамки. Соблюсти необходимую пропорциональность частей автору безусловно удалось, местами, правда, за счет несколько конспективного и, пожалуй, схематического изложения.

Но во всяком случае каждая глава представляет достаточно полный свод всех литературных материалов, не только для общей ориентировки в вопросе, но и для более углубленного изучения геологии Сибири.

Сгруппировав весь фактический материал в виде обзора по геологическим системам, автор выиграл в отношении компактности изложения, но в то же время сделал свою книгу менее доступной и более трудной для штудирования лиц, незнакомых близко с геологией Сибири и литературой по ней, тем более, что к сочинению не приложена хотя бы схематическая геологическая карта. Правда, этот последний недостаток возмещается отчасти палеогеографическими картами, которыми книга снабжена и краткими замечаниями по территориальной геологии в первой главе; но нам кажется, что от более обстоятельного общего обзора геологического строения по намеченным геоморфологическим областям, книга выиграла бы в смысле ее общедоступности.

Степень и глубина проработки всего материала автором неодинакова в различных частях книги. Глубже и ценнее всего получилась картина строения центральных частей Сибири, в области так называемого древнего темени Азии и прилегающих к нему складчатых дуг, где автору принадлежит ряд крупных работ и обобщений, оказавших в свое время заметное влияние на Зюсса при обработке им третьего тома своего: „Das Antlitz der Erde".

В других районах, менее известных автору по личным наблюдениям, или известных только по литературе, в проработку материала не везде внесено достаточно критического анализа и местами изложение принимает характер последовательного, в хронологическом порядке, изложения взглядов различных авторов. Таковы, например, страницы, посвященные третичным отложениям западной Сибири и прилегающих частей ее к Уральскому хребту и району Тургайского пролива. Сложные соотношения, существующие здесь между морскими и континентальными отложениями с одной стороны и несовпадение стратиграфических разрезов всей третичной свиты, изученной на этом пространстве лишь участками с другой, несомненно представляют большие трудности для синхронизации осадков. Можно, конечно, и не делать такой попытки при недостаточности фактического материала, но все же следовало бы подчеркнуть это последнее обстоятельство. Например деление третичных отложений в восточной части Киргизской степи, по Горностаеву, на эоцен, олигоцен и миоцен, не говоря уже о недостаточной обоснованности его с палеонтологической стороны, может привести к ошибочным стратиграфическим сопоставлениям с третичными осадками западной части степи.

Отложения на северном берегу Охотского моря, отнесенные к плиоцену и содержащие Mytilus Middendorfii, Conchocoela disjuncta (Thyasira bisecta H. T), Turritella erosa, необходимо относить также к миоцену по сопоставлению с развитыми на Сахалине и Камчатке отложениями, в которых эта фауна характеризует отложения, относимые теперь к верхнему миоцену. Третичные отложения западного берега Камчатки и в районе Пенжинской губы отнесенные Богдановичем к плиоцену на основании фауны близкой к современной и растений, представленных такими формами как Sequoia distichum, Alnus Kefersteini и др., правильнее относить к палеогену. Наконец, мнение о сомнительности развития нижнетретичных отложений на Сахалине, высказанное на основании мнения Криштофовича об отсутствии резкой возрастной разницы между отложениями

дуйской и мгаческой свит, вряд ли основательно, так как последний все же считает дуйскую свиту относящейся к палеогену.

Быть может следовало бы относиться с некоторой осторожностью и не придавать пока широкого значения указаниям экспедиции Дуниковского в южном Сихота-алине на перекрытие юры более древними отложениями, так как слои принимавшиеся еще недавно в окр. Владивостока за юру, оказались пермскими (ангарская серия) и вообще развитие шарьяжных покровов в этой местности за последнее время как будто бы подвергается сомнению. И вообще выводам Д. Л. Иванова следовало бы уделить больше внимания.

Приведенные небольшие замечания, число которых могло бы быть увеличено, не имеют существенного значения для ценности книги. В подобной сводной работе невозможна очень детальная критическая проработка материала вопросов, в большинстве случаев недостаточно освещенных фактическими данными. Указанные примеры расхождения современных взглядов на возраст некоторых отложений Д. Востока со взглядами более ранних исследователей совершенно естественны на протяжении десятков лет, отделяющих одни от других. Но в то же время отсутствие повторных исследований в тех местах, которые были посещены только в более отдаленное время, могло побудить автора книги принять точку зрения старого авторитетного исследователя.

В необычайно тщательном и до мелочей точном изложении всего фактического материала книги, даже при условии некоторой недостаточной критики различных мнений по какому либо вопросу, надо признать главнейшую ценность рассматриваемого капитального труда В. А. Обручева. Благодаря этому книга может служить ценнейшим руководством для всех работающих не только по геологии Сибири, но и для геологов, штудирующих и разрабатывающих общие вопросы палеогеографии и тектоники.

Общие руководящие идеи автора, согласованные с новейшими течениями в тектонике, представляют несомненно достаточно четкую и стройную картину, развитую в XI главе книги. Эта сводка иллюстрируется тектонической картой, отличающейся большой сложностью, и к сожалению выполненной довольно слепо, благодаря чему пользование ею затруднено. Вся эта стройная и красивая картина основана, однако, на материале очень различной ценности, достоверности и детальности, особенно в северных пустынных областях Сибири. Местами связаны в одну тектоническую линию и дугу складки чрезвычайно удаленные на сотни и тысячи верст, к тому же изученные крайне редкими маршрутами и т. п. Все это не меняет важности подобных обобщений, но необходимо к ним относиться с известной осторожностью и критически, тем более что и основные идеи, положенные в это построение, в последнее время подвергаются большой критике со стороны некоторых лиц и в частности М. М. Тетяева.

Несмотря на это, по существу В. А. Обручев остался на точке зрения своих *прежних идей о тектонике Азии, изложенных в его более ранних работах.*

Этого вопроса касаться я не буду, так как он требует очень серьезной проработки и основного материала, и замечу только, что даже если бы позднейшими исследованиями и выяснилась ошибочность общих построений автора в вопросе о роли и значении древнего темени Азии в истории развития Сибири, все же основные сопоставления и схемы связи различных тектонических элементов Сибирского континента, данные В. А. Обручевым, надолго останутся руководящими вехами в море разрозненных фактов, *независимо от того, что различные детали постройки, воздвигнутой в этой книге,* неизбежно и постоянно будут изменяться в процессе и под влиянием этой работы.

Мы не сомневаемся, что книга эта увидит еще ряд изданий и в этих видах было бы желательно, чтобы иллюстрационная часть была выполнена лучше, т.-е. было бы увеличено число карт, увеличен их масштаб, дана сводная геологическая карта и т. д.

Н. Тихонович.

Флотация преобладает в прогрессе способов обогащения руд. „Flotation Dominates Ore — Dressing Progress". By Charles E. Locke. „Engineering and Mining Journal". Vol. 123, № 4 от 22/I — 1927 года.

Флотация руд снова сделала наибольшие успехи по сравнению с остальными способами обогащения руд в отчетном 1926 году, хотя вообще все способы обогащения руд сильно прогрессировали за этот год. Этот прогресс обусловлен переходом американской горной промышленности преимущественно на разработку низкопроцентных руд в большом масштабе, с последующим обогащением их. Этот процесс особенно усилился в последние два-три года. Уменьшается количество мелких рудников. Примерами этой тенденции является развитие горного дела в Мексике. Даже на железных рудах Верхнего Озера делают опыты с их обогащением.

Дробление стандартизируется. Первая из двух больших 60″ вращающихся дробилок для Чилийской Медной Компании собрана. Ее вес около миллиона фунтов. На нее поступают глыбы до 5 футов диаметром и дробятся до 12″ с производительностью от 2000 до 2500 *т.* в час. Новая конусная дробилка Симона была испробована с многообещающими результатами на свинцовых рудах Юго-Восточного Миссури. Она дробила руду 3 — $3^1/_2$″ до $^1/_4$″. В практике такого дробления наибольшее распространение получили мельницы с прутками, шарами или галькой. Способ замкнутой схемы переработки оказался более продуктивным, чем открытый. Например, по сообщению H. W. Shoemaker'a

расход шаров понижается с 5,9 до 3,4 фунта на тонну, расход энергии с 305 до 290 HP или стоимость дробления с 36,3 до 21,7 цента за тонну. Для дробления употребляют больше шары, хотя в некоторых местах употребляют кубики. Основываясь на опытной работе в Nacozari и на теоритических соображениях, E. H. Rose доказывает преимущество кубиков в уменьшении шламмообразования.

В настоящее время двухстепенное дробление в трубчатой мельнице с двумя отделениями мало распространено, несмотря на их успех в цементной промышленности. Новая мельница Williamson'a, давшая хорошие результаты при пробе на обогатительной фабрике в „Inspiration", имеет много зубчатых выступов на облицовке, сделанных для лучшего перемешивания руды.

По теории дробления U. S. Bureau of Mines проделало исследования методов точного определения поверхности всех раздробляемых частиц руды, результаты которых доказывают правильность теории Rittinger'a. A. M. Gaudin показал, что однородные и неоднородные породы следуют при дроблении разным законам, обусловливающими характер раздробленного продукта. Это тоже подтверждает теорию Rittinger'a.

Распространение качающихся сит обязано появлению новых моделей, снабженных электрическим мотором, производящим до 3600 качаний в минуту.

Необходимость лучшей классификации материала, поступающего на обогатительные столы, а также преимущество замкнутого цикла при дроблении, привело к развитию классификаторов с постоянной плотностью Fahrenwald'a, как наиболее производительные. В Южной Африке классификаторы Дорра показали большую производительность и лучшую рабсту чем конуса.

К фильтрам Genter и Oliver-Borden прибавилась еще новая система Sweetland'a в основных принципах сходная с Genter. Об успешной работе Hydrator при уплотнении ватер-жакетной пыли уже сообщалось.

Исследования U. S. Bureau of Mines расширило наши познания относительно законов падения частиц в классификаторах. О развитии флотации можно, за недостатком места, сообщить только об ее наивысших достижениях. Флотация сильно помогла при обработке золотых руд в Южной Америке, Родезии и Австралии, несмотря на их „упорность" благодаря содержанию сульфидов железа, мышьяка и сурьмы.

Исследования над золотыми рудами из Rand'a показало, что флотация поставленная перед цианизацией увеличивает выход золота. Новое применение флотации пеной получило в Radenthein'e, где тальковая и глинистая пустая порода отделяется от nesite; в Trail—fluorite отделяется от кварцевой пустой породы; в Birmingham'e отделили известняк от кварца, в ватер-жакетной пыли употребляя олеиновую кислоту вместе с креозолом в количестве до 1,5 фунта на тонну. Есть надежда отделить также и окислы железа.

Селективная и дифференциальная флотация сделала огромные успехи. С экономической точки зрения, теперь невыгодно применять обыкновенную флотацию к сложным железо-свинцово-цинковым рудам. Для них сейчас ставят только дифференциальную флотацию. Она дает более подходящий для плавки концентрат.

Развитие флотационных фабрик. Фабрики Midvale и Tooele дают ежемесячно 13.000 цинкового концентрата, кроме свинцовых, перерабатывая первая 800 *т*, а вторая 1000 *т*. руды ежедневно. Фабрика Bauer перерабатывает ежедневно 200 *т*, давая концентраты, содержащие Zn—51,5% с 2% Pb и 40% Pb с 4% Zn. Замечательные результаты получены в Utah, где производство цинка достигло 125.000.000 фунтов в 1926 году, против 52.611.732 фунта в 1925, 18.572.182 фунта в 1924 и 6.474.615 фунтов в 1906. Фабрика „Apex" в Utah переоборудована на дифференциальную флотацию. J. M. Callow сообщает о большом преимуществе последней, перед старыми способами. Он дает следующие сравнительные цифры, получающиеся при переработке руды, с 9,6% Pb и 7,2% Zn по способам: 1) Обогащение на столах. 2) Флотация только свинца. 3) Дифференциальная флотация. 4) То же при нагреве цинкового круга схемы. Способ 4-й дает на 5 долларов на тонну больше 1-го.

Сравнительная таблица результатов.

Методы	Извлечение в %-ах		Анализ Pb-концентрата в %-ах		Анализ Zn-концентрата в %-ах	
	Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn
1	94	—	18	6,0	—	—
2	91	—	53	—	—	—
3	95	74	52	4,3	0,5	49
4	94	88	51	5,7	1.5	52

Одно отделение новой фабрики „Apex" перерабатывает железо-свинцово-медные сульфиды. Pb и Cu отделяются сперва вместе употреблением ксантата, отделяя железо в хвосты. В пену с Pb и Cu добавляется 1 фунт извести, 0,5 фунта сульфида соды на на тонну и отделяется Pb от Cu. В цинковом районе Three-State (трех штатов), флотация была введена два года тому назад почти сразу во всем районе. При переработке

старых отвалов, из руды содержащей от 0 до 2% Pb и 5 — 30% ZnS получается свинцовый концентрат, содержащий до 70% Pb, цинковой с 54 — 57% ZnS и 1,5% Pb и хвосты с 0,1% Pb и 1,25% ZnS. Общее внимание, привлеченное дифференциальной флотацией, вызвало появление нескольких статей о ней в „Engineering and Mining Journal", Vol. 121, стр. 405; Vol. 122, стр. 644; Vol. 121, стр. 917; Vol. 121, стр. 775; Vol. 121, стр. 597 и в „Mining and Metallurgy" Vol. 7, стр. 254.

Теперь флотация не является таким сложным процессом, каким она была несколько лет тому назад. Хороший успех в работе во всякой флотации зависит, главным образом от тщательного контроля нижеследующих условий:

1) Количество реагентов (масел). 2) Внешних условий и даже температуры. 3) Щелочности или кислотности. 4) Плотности пены. Потребуется может быть очищать воду, как это делается в Canapea, где кислая рудничная вода нейтрализуется известью перед пуском во флотацию. Согласно статьи T. Varley, свыше 45.000.000 тонн было подвергнуто флотации в 1925 году, при чем химические реагенты замещают масла и щелочный круг замещает кислотный (в схемах).

Введение щелочных схем вызвало большой износ пористых днищ (матриц) в пневматических машинах, больший расход энергии и возросшую стоимость переработки. Машина системы Mac Intosh построенная, в Nacozari, преодолела это затруднение устройством медленно вращающегося горизонтального цилиндра на дне покрытою парусиной. Другое разрешение проблемы дает машина Forrester, построенная в Globe в штате Arizona, которая вводит воздух через ряд введенных сверху трубок.

Было произведено много исследований для изучения явлений флотации и выяснения действий цианистых и щелочных соединений. В случае присутствия пирита, эти соли препятствуют его флотации, благодаря образованию тонкой пленки окислов железа. Есть даже предположение, что способность минералов флотировать некоторым образом связана с их способностью поглощать кислород.

В отношении внутренней облицовки машин, расширяется применение резины, Новинкой являются трубы для песчаной пены с резиновой облицовкой внутри.

Значение микроскопа в практике обогатительного дела всегда было бесспорным и теперь особенно возросло при применении флотации к комплексным рудам, нуждающимся в особо тонком измельчении. Давно обещанная книга профессора Taggart'a „Справочник по обогащению" („Hand-book of Ore Dressing") выйдет в свет в 1927 году. в издании фирмы Wiley & Sons. Инж.-металлург *С. Цейдлер.*

Ст. Аллаверды.

Обзор минеральных рессурсов СССР. Изд. Геол. Ком. Ленинград, 1925—1927.

Это новое издание Геол. Ком. выходит несрочными выпусками разного об'ема, каждый из которых посвящен отдельному минералу, в отношении которого в выпуске рассматриваются следующие вопросы:

1) Общая часть: свойства минерала, применение его и его соединений, источники получения, типы месторождений, требования, пред'являемые к рудам, и их расценка, обогащение, металлургическая обработка, продукты ее и их расценка, мировые рессурсы. 2) Мировая промышленность: добыча руд и производство минерала, ввоз, вывоз, потребление, цена и себестоимость, перспективы. 3) Промышленность СССР: добыча, ввоз, вывоз и потребление, цены. 4) Месторождения по крупным районам. 5) Заключение. 6) Литература. 7) Указатель.

До сих пор вышли следующие выпуски, которые продаются отдельно:

Вып. 4. Алюминий и боксит (С. Ф. Маляв кин). 89 стр. Ц. 80 к.
» 12. Вольфрам (Ю. П. Деньгин). 69 стр. Ц. 75 к.
» 18. Золото (А. К. Мейстер). 48 стр. Ц. 50.
» 20. Кадмий (Н. И. Берлинг и В. Б. Лыжин). 34 стр. Ц. 35 к.
» 23. Магний (Г. Г. Уразов). 22 стр. Ц. 25 к.
» 24. Марганец (А. Ю. Серк). 136 стр. Ц. 1 р. 30 к.
» 27. Мышьяк (С. В. Константов). 76 стр. Ц. 70 к.
» 28. Нефть (С. И. Миронов). 72 стр. Ц. 70 к.
» 37. Ртуть (Н. И. Берлинг, С. В. Константов, М. И. Лихарев). 76 стр. Ц. 70 к.

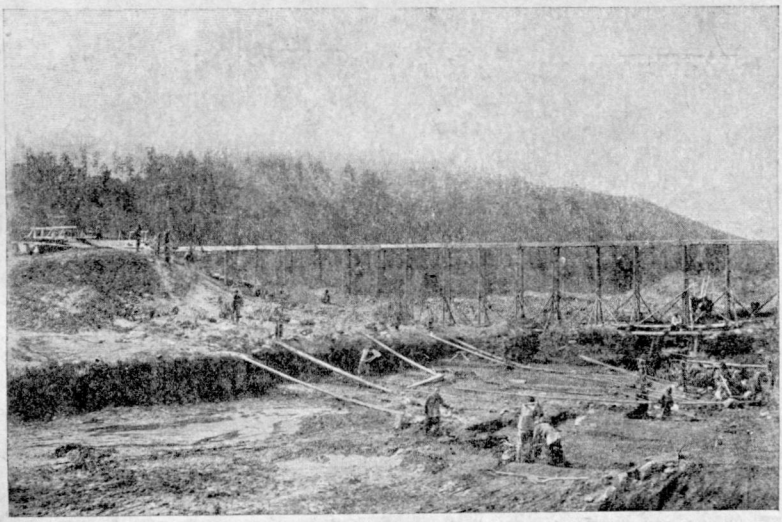
В некоторых выпусках имеются карты, планы и разрезы месторождений; описание последних большею частью краткое. Главное место занимают промышленные, статистические и экономические данные. Полезны списки главной литературы по рассматриваемым вопросам. **В. А. Обручев.**

Отв. ред. проф. ***Н. М. Федоровский.***

Главлит № 95242. Заказ № 3943. Тираж 1000. 5 п. л.

Типо-литография „Красный Печатник" Гостехиздата. Ленинград, Международный пр., 75.

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ
И ЕГО ПЕРЕРАБОТКА



MINERAL RESOURCES AND THEIR TECHNOLOGY

№ 10 1927 ГОД II

МОСКВА

Пролетарии всех стран, соединяйтесь!

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ

И ЕГО ПЕРЕРАБОТКА

ОРГАН НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИХ ИНСТИТУТОВ ПО МИНЕРАЛЬНОМУ СЫРЬЮ НТУ ВСНХ СССР

ПРИ УЧАСТИИ КОМИССИИ ЕСТЕСТВЕННО-ПРОИЗВОДИТЕЛЬНЫХ СИЛ СССР ПРИ ВСЕСОЮЗНОЙ АКАДЕМИИ НАУК

№ 10	1927 г.	Год II

ГОС... НАУ... Б...
584/3/105

MINERAL RESOURCES AND THEIR TECHNOLOGY

ГОСУДАРСТВЕННОЕ ТЕХНИЧЕСКОЕ ИЗДАТЕЛЬСТВО
МОСКВА, 1927

СОДЕРЖАНИЕ.

Стр.

Месторождения.

К. Л. **Конюшевский.** — Месторождения сурьмяных, мышьяковых и медных руд в бассейне р. Чвешури 611

С. К. **Малышев.** — Россыпные и рудные месторождения золота в Забайкальском горном округе 621

Ю. М. **Абрамович.** — Месторождения первичных каолинов Волыни. 629

Н. Л. **Николаев.** — Селитровые месторождения Казакстана 633

П. В. **Кулибин.** — Работы Химугля по обследованию украинских месторождений графита 637

Исследования и методика.

С. М. **Ясюкевич.** — Разделение медистых сульфидов флотационным методом . . 645

А. П. **Иванов.** — Описание взятия генеральной пробы партии латунных соров, весом в 2768 тонн 656

А. С. **Шахмурадов.** — О производстве медных вайрбарсов 663

Экономический.

А. Л. **Любимов.** — Внешняя торговля продукцией горного дела СССР, за 1924/25 и 1925/26 г.г. 666

Письма в Редакцию.

К. В. **Красовский.** — К статье Б. К. Карачунского „О хромомагнезитовом кирпиче". 676

Заметки и хроника.

Я. **Кремянский.** — Лейпцигская выставка 1927 г. 679

С. А. **Криворуков.** — Конференция Институтов Минерального Сырья 680

Рефераты, обзоры и отзывы.

В. А. **Обручев.** — W. de la Sauce. Beiträge zur Kenntnis der Manganerzlagerstätte von Tschiaturi im Kaukasus 688

Л. М. — Определение кремнекислоты в огнеупорных материалах . . . . . —

Горн.-инж. К. Л. Конюшевский.

Месторождения сурьмяных, мышьяковых и медных руд в бассейне р. Чвешуры.

Общий геологический очерк. Речка Чвешури, один из левых притоков Риона, берет начало на главном хребте с ледника Микичо, который на одноверстной карте обозначен названием Киртишо. По обе стороны верхнего течения Чвешури до поворота ее к югу, т.-е. на протяжении около $1^1/_2$ *км* в склонах возвышенностей обнажаются биотитовые гнейсы и гранито-гнейсы (15/1924) с подчиненными тонкими дейками слюдяного порфирита (19/24), который представляет собой плотную по наружному виду породу с микрокристаллической основной массой, в которой порфировидно выделяются мелкие кристаллы серецитизированных плагиоклазов, также биотит, которого много и в основной массе. Ниже по склону, ближе к руслу речки, обнажаются также кварцевые породы и талковатые сланцы.

В более высоких частях склонов возвышенностей по правую сторону верхней части течения Чвешури обнажаются граниты такого же характера, как вообще на Главном хребте в бассейне Риона. Граниты (74/24) из верховьев Риона, светлой окраски, содержат мусковит, хлорит, микроклин, ортоклаз и плагиоклазы. Встречаются также разновидности двуслюдистого гранита—с мусковитом и биотитом.

К такой именно разновидности с верховьев Риона относится анализ г. Диша, который не безынтересно здесь привести:

SiO_2	72,97%
Al_2O_3	12,93
Fe_2O_3	3,60
FeO	1,31
CaO	1,89
MgO	0,28
K_2O	3,58
Na_2O	3,37
H_2O	1,01

Обнажения гранита в верховьях Риона в области ледника Эдени, несомненно и в других местах, испещрены полосами темных пород ($74^а$, $74^в$/1924) порфиритового характера с простиранием, близким к общему простиранию Главного хребта.

У поворота верхнего течения Чвешури к югу, близ устья ручья с правой стороны, на правом берегу речки, обнажаются темные глинистые сланцы с подчиненными прослоями глинисто-кварцитовых пород, а на другом берегу наблюдается россыпь частью моренные отложения, состоящая из глыб биотитового гнейса, коренные скалистые обнажения которого видны тут же на склоне, против устья ручья.

Глинистые сланцы на правой стороне Чвешури видны на протяжении около $^1/_4$ *км*, а затем их сменяют обнажения гнейсо-гранитов (47/1924), которым тут подчинены проявления сурьмяных руд, бывших предметом разведок средствами гражданина Г. М. Шапиро.

Гнейсовидные граниты прослеживаются на 400 *м* вниз по течению Чвешури и тянутся полосой к западу, пересекая речку Домбурулу и обнаруживаясь в северо-западной оконечности хребта Домба. По левую сторону р. Чвешури метаморфические породы слагают гребневую часть возвышенности, отделяющей ледник Микичо, с южной его стороны, от течения р. Чвешури. Средние и нижние части склонов этой возвышенности, круто спускающиеся к речке, сложены из черных глинистых сланцев. Против устья Домбурулы, довольно высоко на склоне, именно выше сенокосных участков, сланцы обнаруживают, повидимому, очень крутое падение на северо-восток. Среди них там наблюдается пластовый дейк, около одного метра мощности, белой кварцитовидной мелкокристаллической породы. Сланцы, в висячем боку этого дейка, проникнуты плотным пиритом.

В северо-западной оконечности описываемого хребта, известной у местных жителей под названием Кароби, почти на самой вершине, среди метаморфических пород имеется рудное проявление, описанное ниже. С юго-восточной стороны этого месторождения, на протяжении около 300 *м*, по гребню возвышенности обнажается фельзитовый плагиоклазовый порфир (23). В тонкозернистой основной массе этой породы порфировидно выделяются свежего вида плагиоклазы с зональностью и спайностью по двум направлениям, пересекающимся под углом 87°; окрашенных минералов не видно.

Обнажение порфировой породы, повидимому без перерыва, тянется к северо-востоку к оконечности ледника Микичо, где она проникнута колчеданными прожилками и включениями. При исследовании под микроскопом порода (28/1924) обнаруживает микрокристаллическую, богатою кварцем основную массу с крупными порфировыми выделениями кварца, плагиоклазов, ортоклаза, биотита, хлорита и хлоритизированной зеленой роговой обманки. Обнажение описанной породы среди гранитогнейсов прослеживается вдоль ледника на 100 *м* и в длину не менее 100 *м*. В ней имеются тонкие жилы и прожилки стибнита, описанные ниже.

Хребет Домба, возвышающийся с правой стороны выше упомянутой речки Домбурулы, сложен из черных глинистых сланцев, которые на склоне к Домбуруле имеют повидимому общее крутое—под углом 45—75°—падение на ССВ. В наносах ручьев, сбегающих с этого склона, наблюдаются куски сланцев с мелкими кремнисто-глинистыми конкрециями; местами сланцы обнаруживают характер аспидных, нередко можно наблюдать полосчатость.

При рассматривании шлифа сланца под микроскопом качество его представляется состоящим из неразложимой глинистой и частью углистой массы, в которых видны включения зерен кварца (58).

Ручьи, сбегающие со склонов хребта Домба, начинаются довольно низко, считая от вершины хребта, где породы не имеют растительного покрова, сильно разбиты трещиноватостью вследствие выветривания и щебнисты. Атмосферные воды на верху возвышенности частью впитываются, просачиваясь вниз, частью сбегают. Более постоянное питание ручьев начинается ниже, где влагоемкие осыпи, покрытые травяной и кустарниковой растительностью, играют значительную роль. Внизу ручьев нередко образуются большие выносы с верхних частей возвышенностей, что можно наблюдать во многих случаях, например в области правых притоков верхнего течения Риона.

В С.-З. конце хребта Домба у подножия скал отрогов горы Цители, покрытых ледниками имеют некоторое развитие известковисто - железистые породы, не имеющие характера сланцеватости (59, 59[а]/1924), с содержанием мелких вкрапленников пирита и, повидимому, сильно деформированных органических остатков, которые впрочем нельзя определить даже под микроскопом.

На протяжении нескольких десятков или сотен метров вершинная часть хребта Домба в области С.-З. конца, сложенная из щебенистых глинистых слан-

цев, очень узка и быстро разрушается процессами денудации, так что понижение хребта в этом месте происходит заметным образом на протяжении человеческой жизни.

На Ю.-В. склоне хребта Домба в области довольно многочисленных родников и мелких озерков в местности Цхратави-Цкаро глинистые сланцы обнаруживают падение на Ю.-З 240° под углом около 30°. Среди них здесь имеется небольшой выход сильно выветрелой изверженной породы.

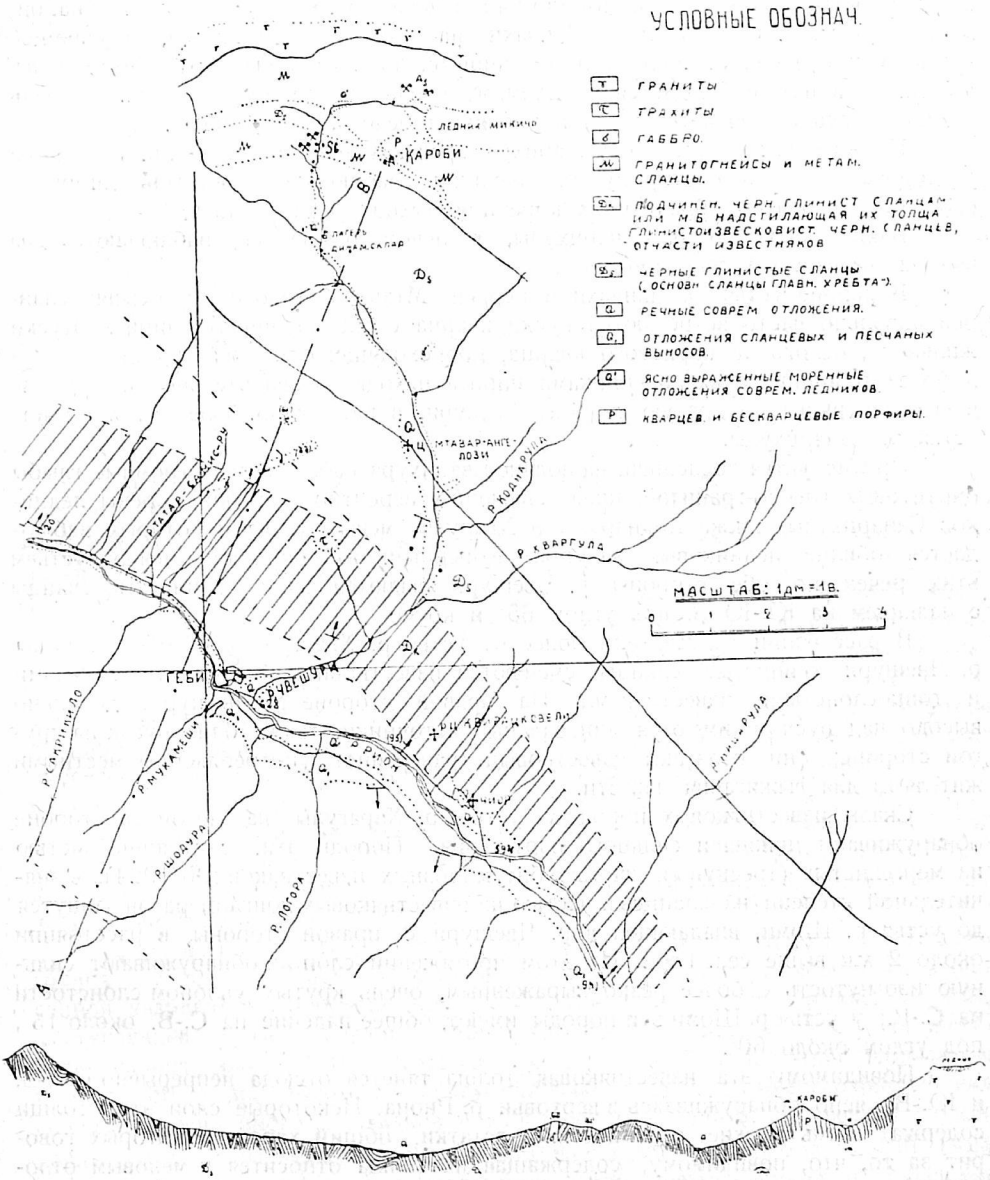


Рис. 1. Геологическая карта района сел. Гебн-Глола и разрез по линии А—В.

Более значительные выходы подобной (61/1924) изверженной породы наблюдаются около хутора по обе стороны верховьев ручья, впадающего в р. Чвешури и протекающего около церкви Мтавар-Ангелози. По правую сторону этого ручья против хутора выход имеет характер дейка 60—80 *м*

мощности, С.-В. простирания. Эта порода является хорошим строительным камнем, легко обтесывается и отличается огнестойкостью. По исследованию под микроскопом она представляет собой трахито-андезит (61/1924) с войлочно-флюидальной основной массой, в которой наблюдаются порфировые выделения зональных плагиоклазов свежего вида, проникнутых основной массой, изредка санидина, и опаковые зерна резорбированной роговой обманки.

Ниже устья Домбурулы, в склонах долины р. Чвешури, развиты все основные глинистые сланцы, с общим крутым падением на С.-В. Местами, как например, у устья р. Санарцхулы, (Чанчахи на одноверстной карте), впадающей в Чвешури с левой стороны в расстоянии около 3 *км* ниже устья Домбурулы, в этих сланцах наблюдается повидимому очень крутое Ю.-З. падение. Среди сланцев здесь наблюдается жила и прожилки белого, безрудного кварца.

Немного выше устья р. Санарцхулы, между нею и верхними кочевками у дороги по левую сторону р. Чвешури, наблюдается россыпь диоритов (13/1924), вероятно образующих коренной выход среди сланцев.

Ближе к устью р. Санарцхулы, в левом берегу ее, наблюдаются два выхода железисто-углекислой воды.

В районе устья р. Чанчахи и церкви Мтавар-Ангелози, в осыпях сланцев довольно часто встречаются куски кварца с вкрапленниками пирита. Куски жильного, белого и охристого кварца, происходящего из жилы около 0,1 *м* и более толщины, с вкрапленниками пирита находят в значительном количестве в выносах ручья по правую сторону Чвешури, в расстоянии более $^1/_2$ *км* выше устья р. Санарцхулы.

Против устья последней, на поляне Квацихура наблюдается огромные глыбы биотитовых гнейсо-гранитов, представляющих вероятно остатки морены ледников Санарцхулы, также Коднарулы и Хварулы, между устьями которых наблюдается обилие ледниковых валунов. Коренными же породами между устьем этих речек по обе стороны р. Чвешури являются черные глинистые сланцы с падением на Ю.-Ю.-З. под углом 65° и круче.

В расстоянии $^1/_2$ *км* или более от устья р. Хваргулы по обе стороны р. Чвешури глинистые сланцы сменяются известковистыми темными сланцами и тонкослоистыми известняками. На правой стороне р. Чвешури, довольно высоко над руслом, имеются минеральные источники, также близ русла на другой стороне; они отлагают известковый травертино, употребляемый местными жителями для выжигания извести.

Скалы известняковых пород у устья р. Харагулы на левой ее стороне обнаруживают признаки сильного нарушения. Породы эти, состоящие частью из мергелистых (трескуны), частью битуминозных известняков (96/1924), в значительной степени из сланцев и частью из известняковых конгломератов, тянутся до устья р. Шоми, впадающей в р. Чвешури с правой стороны, в расстоянии около 2 *км* выше сел. Геби. На этом протяжении слои их обнаруживают сильную изогнутость с более резко выраженным, очень крутым уклоном слоистости на С.-В.; у устья р. Шоми эти породы имеют общее падение на С.-В. около 15°, под углом около 60°.

Повидимому эта известняковая толща тянется отсюда непрерывно к С.-З. и Ю.-В., ясно обнаруживаясь в верховьи р. Риона. Некоторые слои этой толщи содержат очень плохие органические остатки, общий характер которых говорит за то, что, повидимому, содержащая их толща относится к меловым отложениям; черные глинистые сланцы, — основные сланцы Главного хребта, повидимому, согласно их подстилают.

Приблизительно в $^1/_2$ *км* ниже устья р. Шоми обнажения коренных пород скрываются под мощными моренными образованиями, прикрытыми наносами. В районе селения Геби обнажаются черные глинистые сланцы с нарушенным залеганием. Эти же сланцы слагают склоны и вершины всех возвышенностей с правой стороны р. Риона выше и ниже селения Геби. В обрывистых скло-

нах ручьев, сбегающих с этих возвышенностей в р. Рион издали хорошо видна интенсивная складчатость, образованная основными сланцами, которые в обнаженных частях сильно размываются и образуют мощные выносы в устьевых частях ручьев Лагора, Шодура, Мукамеши и др.

Из приведенного описания можно усмотреть, что главную массу геологических образований в бассейне верхнего Риона вообще и речки Чвешури в частности составляют черные глинистые сланцы, которые прежние исследователи называли основными сланцами Главного хребта и относили в палеозою. Новейшими исследованиями (Кузнецов, Ренгартен) в других местностях Кавказа устанавливается принадлежность их не к палеозою, а скорее к юрскому возрасту. Присутствие толщи известняковых пород повидимому мелового возраста по р. Шоми, может быть согласно налегающих на основные сланцы и заключающих признаки меловой фауны и флоры (верхнее течение р. Лухунисцхали) тоже подтверждает такое предположение.

Породы гнейсо-гранитового состава, с подчиненными метаморфическими сланцами и кварцитами представляют вероятно более древние образования, чем основные сланцы. К сожалению взаимоотношения между теми и другими нельзя было выяснить в районе произведенных исследований.

К наиболее молодым образованиям нужно отнести извержения диабазов (р. Татарсахлис-ру), трахитов и кварц-порфиров, с которыми вероятно связано было рудообразование в бассейне р. Чвешури и соседних районах.

В тектоническом отношении исследованная область представляет собою типично складчатое строение с преобладающим падением к северовостоку, что обусловлено тем, что складки в большинстве случаев сжатые и опрокинутые к югу, как показывает прилагаемый схематический разрез, проведенный между Геби и ледником Микичо в С.-В. направлении. При таком строении вполне естественно присутствие сбросов, но, благодаря однообразию пород, ясного проявления их, в большинстве случаев, не наблюдается.

В заключение геологического описания нужно заметить еще, что в русле р. Чвешури до самого устья большое распространение имеют моренные отложения, как и в других местах левой стороны и по самому руслу Верхнего Риона.

Рудные месторождения. В бассейне речки Чвешури больше, чем в других районах бассейна Верхнего Риона проявляются руды сурьмы, меди, мышьяка и другие минералы, относящиеся к группе сернистых соединений. Из этих проявлений месторождения сурьмяных руд в 1924 году были предметом заявки и разведки со стороны Г. М. Шапиро.

Сурьмяные руды по Чвешури образуют две группы выходов, из коих одна находится у вершины Чвешури у конца ледника, питающего эту речку, а другая — главная — между ледником и устьем р. Домбурулы, приблизительно на середине растояния между ними.

Сурьмяно-рудные проявления у ледника Микичо. Верхняя группа — у ледника Микичо — связана со штокообразным выходом выше описанной кварцево-порфировой породы (18/1924) по левую сторону ледника, выступающей в виде бараньего лба среди гнейсогранитовых пород на 100 *м* вдоль склона, около 120 *м* видимого протяжения в поперечном направлении и около 60 *м* по высоте. Кварцево-порфировая порода имеет охристый вид, содержит очень много прожилков и вкрапленников пирита. В редких случаях наблюдаются также мелкие прожилки кварца с медистым колчеданом (20^a/1924) и халькопирита, с магнитным колчеданом. Кроме вкрапленников и прожилков с колчеданами в породе штокверка встречаются также безрудные прожилки кварца, с мелкими кристаллами горного хрусталя.

В нижней, восточной части обнажения кварц-порфировой породы последняя пересечена шестью, приблизительно, параллельными жильными образованиями, содержащими в свежем первичном отложении стибнит, кварц и пирит, местами вытесняющий стибнит; в качестве вторичного минерала наблюдаются

в незначительном количестве примазки окислов сурьмы. Мощность этих жильных образований 2—8 *см*; видимое протяжение двух наиболее значительных жил, 20—30 *м*, хотя жильные трещины (тонкие) имеют большое протяжение. Падение жил Ю.-З, около 200°, под углом около 70°. Три главных жилы расположены на расстоянии 8,85 и 5,11 *м* одна от другой. Строение жильной массы (текстура) большей частью полосчатая, при чем полосы кварца, нередко с мелкими друзовидными образованиями мелких кристаллов горного хрусталя и стибнита, занимают большей частью среднее пространство в жильном выполнении.

Средняя проба руды из сурьмяных жил у ледника Микичо, взятая при разведках, по данным анализа, произведенного в Институте Прикладной Минералогии и Металлургии, обнаруживает следующий состав.

	В процентах:
Горная порода	50,26
Sb	27,26
Pb	0,66
As	4,64
Cu	0,11
Fe	2.08
S	12.37

Кроме проявлений на левой стороне ледника Микичо находили куски сурьмяного блеска у подножия противоположного склона р. Чвешури, несколько ниже ледника, считая по течению речки. Эти куски попадались среди моренных россыпей, а коренные выходы неизвестны и недоступны из-за мощности моренных отложений.

Рудные проявления в местности Микичо-бечеби. На той же правой стороне верховья р. Чвешури, в расстоянии менее $^1/_2$ *км* ниже ледника Микичо, в местности, называемой Микичо-бечеби, на протяжении 400—500 *м* вдоль течения р. Чвешури, в области четырех оврагов, выделяется сглаженная ледниками, охристая каолинизированная порода, с рудными проявлениями. С западной стороны этого рудоносного участка со сглаженной поверхностью обнажаются гнейсо-граниты (47/1924), с подчиненными охристыми кварцитами, также тальковатыми сланцами. Выше по склону наблюдаются, подчиненные гнейсогранитам, выходы порфировой породы (47[а]/1924).

В разных местах охристого массива содержатся включения, прожилки и тонкие жилы колчеданных минералов: пирита и, в меньшем количестве, мышьякового колчедана (49/24), в сопровождении медного колчедана, свинцового блеска и цинковой обманки. Мощность жил обычно менее 5—6 *см*, протяжение 20—30 *м*, при очень крутом падении на С.-С.-В.

Подобных жил во втором овраге местности Микичо-бечеби, считая вниз по течению Чвешури, можно насчитать пять-шесть; мелких прожилков значительно больше; главная составная часть рудного выполнения — пирит с примесью арсенопирита, 3,5—4 *см* общей мощности.

В следующем—третьем овраге, вверху его имеется жила пирита с пирротином, 5—6 *см* мощностью, прослеженная поперек оврага на 20 *м*. Рядом виден параллельный прожилок, а на 10 *м* ниже тянется вторая жила, около 4 *см* толщины, пирита с значительной примесью галенита, цинковой обманки и плотного медного колчедана (48[а]/1924). Еще на 25 *м* ниже есть подобная жила мышьякового колчедана, с примесью пирита, не более 6 *см* мощности. Кроме этих жил в третьем овраге есть более мелкие рудные прожилки.

В четвертом овраге Микичо-бечеби можно наблюдать прожилок ноздреватого кварца с примесью пирита, свинцового блеска и мелкими друзами горного хрусталя. Выделяется довольно чистая жила около 4 *см* толщины мышьякового колчедана, плотного сложения, с мелкими включениями пирита, от разрушения которого, образуются мелкие ячейки, заполненные вторичным, желто-зеленым, силикатом.

Кроме вышеописанных проявлений в охристом массиве Микичо-бечеби вероятно имеются довольно многочисленные жильные проявления такого же типа, но незамеченные благодаря большой крутизне массива и замаскированности колчеданных скоплений и жил налетом охристых образований.

Против местности Микичо-бечеби можно подняться на вершину горы Кароби по северному ее склону. На этой вершине имеются колчеданные рудные проявления.

На под'еме к этой вершине, не высоко над руслом р. Чвешури, среди сильно слюдистых гнейсо-гранитов, наблюдается прожилок около $2^1/_2$ *см* кварца с пиритом, в сопровождении арсенопирита и халькопирита.

В соседнем овражке наблюдается другой подобный прожилок серно-мышьякового колчедана, в сопровождении халькопирита, при чем часть рудного минерала превращена в железную шляпу. Мощность этого жильного проявления, имеющего С.-В. простирание, доходит местами до 5 *см*, но по простиранию прослеживается на расстоянии до 20 *м*. Несомненно, что кроме замеченных проявлений имеется еще не мало прожилков с колчеданами, которые рассеяны в массе породы и имеют лишь минералогический интерес.

Месторождение в местности Кароби. Вершина Кароби имеет немного больше 2773 *м*. абсолютной высоты и находится почти на прямой между концом ледника Микичо и устьем р. Домбурулы. Вершинная часть всего хребта, вообще, сложена из гнейсо-гранитов и других метаморфических пород. С северной стороны рудных выходов Кароби на протяжениио коло 300 *м* по хребту обнаруживаются порфиры (23/1924), вероятно, представляющие одно и то же с кварцево-порфировой породой у ледника Микичо, только содержание кварца и темных минералов здесь меньше.

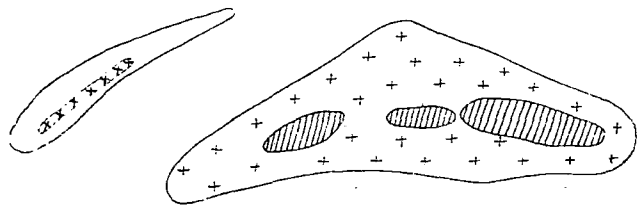


Рис. 2. Гнезда магнитного, мышьякового и медного колчеданов в месторождении Кароби.

Месторождение Кароби представляет собой пластообразный штокверк среди метаморфических пород, очень круто падающих на С.-В. В массе штокверка много крупных гнезд и прожилков колчеданов, преимущественно магнитного, частью мышьякового и в незначительном сопровождении медного колчедана. В рудной толще встречаются значительные линзы безрудного кварцита зеленоватого цвета, с роговой обманкой, амфиболита (46^а/1924), состоящего, главным образом, из зеленой волокнистой роговой обманки с примесью кварца, каолинизированного полевого шпата, магнетита и породы (46^в/1924), имеющей характер уралитового порфирита. Эта порода состоит из свежих зерен плагиоклазов, уралитовой роговой обманки, магнетита, отчасти титаномагнетита; кроме того, в ней можно заметить довольно крупные порфировые выделения каолинизированных плагиоклазов. Встречаются также линзообразные образования мелкозернистого кальцита.

Мощность рудной залежи около 14 *м*, видимое протяжение более 80 *м*; несколько в стороне к западу от главного рудного проявления есть другое, значительно меньшее, с которым связана незначительная жила мышьякового колчедана; этот минерал вообще образует прожилки, вкрапленники в небольшие гнезда в рудной породе, состоящей, главным образом, из пирротина в срастании с кварцитом. С поверхности рудная порода имеет большею частью охристый вид.

Проба рудной породы, наиболее богатой по виду, взятая при разведках взрывными работами, была подвергнута химическому исследованию в Институте

Прикладной Минералогии и Металлургии, при чем определился следующий состав:

Горной породы	25,23%
SiO_2	16,64%
Cu	0,36%
As	9,40%
Fe	35,64%
S	18,36%

Au — менее 1 $г$ на 1 $т$ руды.

Такая руда, однако, составляет далеко не всю массу рудной толщи, значительная масса которой, кроме линз пустой породы, состоит из колчеданистого кварцита.

Главные проявления сурьмяных руд в верховьях Чвешури. Главное проявление рудоносности, которое собственно и было предметом разведок средствами гр. Г. М. Шапиро, находится в правом берегу р. Чвешури между поворотом ее истока из ледника Микичо к югу, в расстоянии около $1^1/_2$ $км$ выше устья речки Домбурулы.

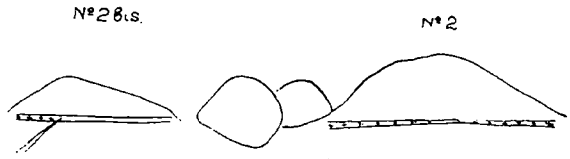


Рис. 3. Разработки № 2 и № 2 bis в верховьях р. Чвешури.

Рудные проявления здесь находятся в области гнейсо-гранитов, подвергшихся метаморфизации термальными растворами в виде каолинизации, с разложением также цветных минералов.

В расстоянии около 30 $м$ выше главной разведочной выработки № 1 эти породы сменяются выходами кварцитоглинистой (50[a]/1924) с микроскопическими зернами кварца, выделяющимися в общей массе породы. Обнажение этой породы прослеживается на 40 $м$ вверх по течению р. Чвешури, а затем выступают черные глинистые сланцы с признаками падения на С.-В. под углом около 45°. Среди этих сланцев в русле ручья Укана-ведзис-геле наблюдается пластовый дейк охристой с поверхности породы (50/1924), представляющей при рассмотрении под микроскопом строение кварцевого порфира, подвергшегося интенсивной каолинизации. В левой стороне ручья на 8 $м$ над руслом его из сланцев выходит железисто-углекислый источник, приятный на вкус, но отдающий сероводородом.

Незначительные жильные проявления стибнита 2 — 5 $см$ мощности, непостоянного характера, наблюдаются в правом обрывистом берегу р. Чвешури в расстоянии нескольких метров от контакта вышеописанных кварцитово-глинистых пород с гнейсо-гранитовыми, среди измененных участков последних. Приблизительно в 30 $м$ от этого контакта проходит главная жила стибнита, которую разведывали штольнообразной выработкой № 1 около 18 $м$ длиной по простиранию жилы, т.-е. в направлении $NW \backsim 335°$. Высота почвы выработки около 700 $м$ над уровнем. Жильная трещина имеет неправильный, волнистый характер. Жильное выполнение составляет кварц, в котором руда образует линзы до 36 $см$, каковая мощность была обнаружена колодцем ниже почвы штольни. Вообще же мощность линз много меньше. Рудным минералом является стибнит, часто в тесном срастании с кварцем. Кроме главной жилы видны еще секущие ее трещины с прожилками пирита в сопровождении стибнита.

Со дна выработки из жильной трещины выбивается газ и незначительное количество минеральной холодной воды, отлагающей красно-оранжевый осадок.

При проходке разведочной штольни № 1 было добыто менее 1,7 $т$ руды на 2 погонн. метра выработки, в среднем, около 2 $м$ высоты. Анализы средних проб грубо отсортированной руды из выработки № 1 и соседней № 2 (?),

произведенный в Институте Прикладной Минералогии и Металлургии, обнаружил следующий состав ее:

	№ 1	№ 2
Горной породы . . .	36,58%	49,00%
As	0,56%	1,41%
Sb	40,47%	27,31%
Fe	1,90%	5,66%
Pb	0,87%	1,04%
S	—	15,83%

Содержание золота определено качественно менее 1 *г* на 1 *т* руды. При тщательной сортировке часть руды может быть получена с содержанием *Sb* до 70%.

Другое проявление стибнита, где были тоже разведки, находится в 90 *м* ниже по течению Чвешури в том же обрывистом правом берегу ее. В этом месте двумя выемками, крайнее расстояние между которыми около 26 *м*, вскрыта трещина с жильным выполнением. Падение ее *NW* около 290°, под углом около 45°. Наибольшая мощность достигла 0,1 *м*; из этого раздутия было добыто около 16 *кг* руды. Имеются апофизы в одной из которых добыто было около 32 *кг* сурьмяной руды. Сурьмяный блеск здесь имеет более темный цвет, чем в № 1, и сопровождается пиритом и мышьяковым колчеданом, которые местами вытесняют стибнит. Распределение рудных минералов, в общем, очень изменчиво; одно из сечений жильного выполнения изображено на рис. 4. Боковая порода сильно каолинизирована, как в области выработки № 1.

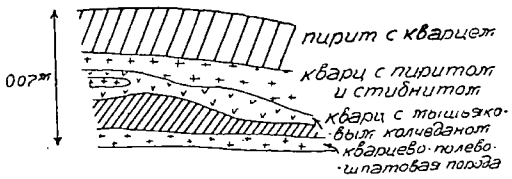


Рис. 4. Сечение кварцевой жилы с пиритом и стибнитом.

На левой стороне Чвешури против описанных работ в осыпях найдены примазки молибденового блеска.

В расстоянии около 120 *м* от выемки № 2bis, вниз по течению Чвешури, в нее впадает с правой стороны незначительный ручеек, в русле которого на абсолютной высоте около 2 065 *м* имеется жильное проявление кварца с пиритом и стибнитом. Жила имеет крутое падение на *SW* ∽ 240°, под углом около 60°, мощность до 0,35 *м*, вообще значительно меньше и прослеживается на протяжении около 40 *м* в области каолинизированных пород гнейсо-гранитного состава. Разведка № 3, в небольшом масштабе, выяснила неблагонадежность жилы в отношении мощности и состава; большею частью мощность 3 — 3,5 *см*, с сильным преобладанием пирита, неправильного ленточного строения.

Несколько выше по ручью есть второе жильное проявление с пиритом — вовсе неблагонадежное.

В соседнем (с юга) ручье, в контактной зоне с гнейсо-гранитовой породой со сланцами наблюдается толща в несколько метров сильно измененных, вероятно, гидротермальными процессами пород. Стратиграфически ниже с крутым, под углом около 60°, падением на С.-В. выступают черные глинистые сланцы с подчиненными линзовидными проявлениями метаморфизованной породы, проявляющейся в виде серицитового кварцита с хлоритом и опаковым веществом. В сланцах, с подчиненными им метаморфизованными породами, наблюдается два прожилка до 5 *см* мощности, серного колчедана, один из них (36/1924) с простиранием *NW* около 350°, другой с залеганием, близким к горизонтальному.

Месторождение медных руд по р. Коднаруле и в горе Гржама. Кроме лично мною осмотренных и выше описанных месторождений сурьмяных и мышьяковых руд в бассейне речки Чвешури имеются еще месторождения медных руд в области левого притока ее речки Коднарулы и в горе Гржама среди глини-

стых сланцев. Эти проявления лично мною, к сожалению, не осмотренные, находятся в расстоянии около $2^1/_2$ *км* выше устья р. Коднарулы, и обнаруживаются прямо в русле и берегах ее. Прилагаемый рис. 5, составленный по рисунку штейгера Джаошвили, дает представление о расположении жил, которых отмечено им всего 6, из коих пять жил пластового характера, одна с поперечным направлением простирания. Жилы прослежены всего на несколько метров по простиранию, так как растительность и осыпи сланцев закрывают обнажения. Жильная масса образована белым кварцем, в котором вкраплены пирит, пирротин и медный колчедан большей частью плотного сложения, Из отмеченных гр. Джаошвили жил № 1, 2, 3 и 4 имеют среднюю можность около 0,18 *м*, № 5 — около 3 *м* и № 6 — 1 *м*, при чем часть этой мощности — около 0,18 *м* приходится на сплошной мышьяковый (?) колчедан.

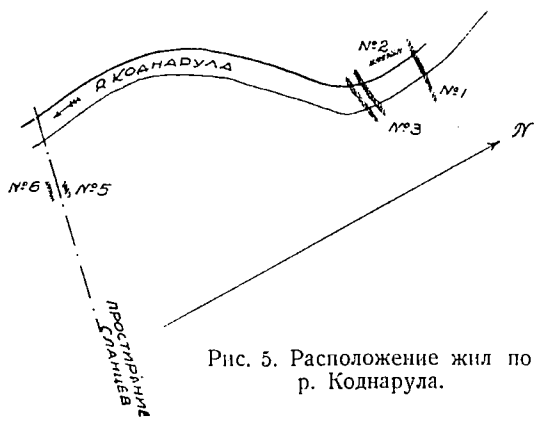


Рис. 5. Расположение жил по р. Коднарула.

Отдельные образцы руд, доставленные с р. Коднарулы и горы Гржама, по глазомерной оценке содержат 3—5% *Cu*. Анализы средних проб руд с р. Коднарулы, произведенные в Институте Прикладной Минералогии и Металлургии в Москве, дали следующие результаты.

Жила № 3

Горной породы	38,82%	76,67%	72,23%	33,93%
SiO_2	28,49%	69,35%	65,61%	32,31%
Cu	1,21%	1,92%	2,35%	1,15%
Fe	—	—	14,02%	33,94%
S	2,91%	—	1,98%	22,37%
Au	нет	—	нет	$<$ 1 *г* на 1 *т*.

Среднее содержание меди в жильной породе получается приблизительно 1,5%. При средней мощности жил даже в 1 *м*, чего, повидимому, нет в действительности, на погонную сажень выработки саженной высоты, при весе 1 куб. сажени рудной породы 1500 пудов, получим содержание меди $\frac{1{,}5 \cdot 1.500 \cdot 0{,}5}{100} = \sim 11$ пудов, а это при цене меди около 11 руб. золотом за пуд, конечно, далеко не окупит расходов только на добычу руды, так как проходка выработок, в условиях суровой и отдаленной местности, будет обходиться не меньше 100 руб. за погонную сажень.

Для окончательного заключения все же желательно было бы проследить жилы р. Кондарулы по простиранию и взять еще раз генеральные пробы руды для анализа.

В бассейне той же р. Чвешури указывалось еще на нахождение медных руд в местности Набослеби, близ устья Санацрулы, и в скале Гогосатибо, тоже в этом же районе, с правой стороны р. Чвешури. В обоих случаях ничего интересного осмотром не обнаружено: в скале Гогосатибо кварцевая жила содержит только серный колчедан и имеет незначительное видимое протяжение.

Месторождение мышьяковых руд в верховьях р. Лухунис-Цкали. Вне бассейна р. Чвешури, в верховьи другого притока Риона—р. Лухунис-Цкали известно месторождение сурьмяно-мышьяковых руд, попытки осмотреть которое с моей стороны, к сожалению, оказались неудачными.

Месторождение находится на высоте свыше 7 000 фут. над уровнем моря в диком ущельи, куда проникают только охотники. Склоны ущелья сложены

глинистыми сланцами, обнаруживающими интенсивную изогнутость, с общим крутым уклоном на С.-С.-В.

Поблизости рудных проявлений в области сланцев интересно отметить присутствие толщ сланцеватых известняков, с включениями обломков сланцев.

Руда проявляется в области глинистых сланцев, в полосе около 160 *м* длины, по сообщению штейгера Джаошвили, и несколько метров ширины. Кроме того, есть меньший рудоносный участок по близости. Руда — сурьмяный блеск, реальгар и аурипигмент пропитывают сланцы, вероятно, в зоне глубокой трещиноватости. Проба, собранная гр. Джаошвили, по испытании в Лаборатории Института Прикладной Минералогии и Металлургии, обнаружила следующий состав:

Горной породы	54,63%
As	10,67%
Sb	15,42%
S	9,07%

Малое содержание мышьяка в смеси с сурьмой и чрезвычайно дикие географические условия делают это месторождение очень сомнительным в практическом отношении.

Тифлис. Март, 1927 г.

С. К. Малышев.

Россыпные и рудные месторождения золота в Забайкальском горном округе.

В местностях, открытых для золотого промысла на территории Забайкальского горного округа, имелось на 1-ое октября 1925 г. 440 приисков, из них свободных от аренды 282 и арендованных 158 приисков. На 1-ое мая 1926 г. в аренде числилось 169 приисков, из них работались 30.

Месторождения россыпного и рудного золота в округе.

1. Чикойский район: система Чикоя, правого притока р. Селенги со впадающими в р. Чикой реками Хилкотой, Катанца, Большая, Гремучая, Мельничная, Мензя с притоками.

2. Ононский район: система р. Онона и впадающих в него р.р. Верхний, Средний и Нижний Хонгорок, Баян-Зурга, Хаверга, Хамара, Кундулун.

3. Илинский район: система р. Онона, р. Иля с притоками: Салия, Шиногда и др.

4. Шундуинский район: система р. Онона, р. Шундуя с притоками: Куцогор, Угэкуй и Ага.

5. Кручинский район: система р. Ингоды: р. Кручина с притоками: Верея, Араца, Кутанга, Кендакокта и др.

6. Ингодинский район: система р. Ингоды с притоками: Верхний и Нижний Байцетуй, Гермнанак и Джермагатай.

7. Туринский район: система р. Ингоды, р. Тура с притоками: Жимбира, Куней, Малый Сыпчагур, Кибача, Андреевка, Шара-Горохон и Горохон.

8. Киинский район: система р. Шилки, р. Кия с притоками: Загдака, Киякен, Нарака и др.

9. Дарасунский район: система р. Нерчи, р. Дарасун с притоками: Узур-Малагай и др.

10. Жарчинский район: система р. Нерчи, р. Жарча с притоками: Эдакуй, Сакалан и др.

11. Сретенский район: система р. Шилки, р.р. Курлыча, Алеур, Ильдикан, Шахтама, Быстрая.

Золотые промысла бывшего Кабинета входят в упомянутое выше число и находятся в ведении Треста Дальзолото, определенных отводов не имеют, но приблизительно занимают площадь в 28.000 гектаров и разделяются на следующие районы:

1. Амазаро-Урюмский район: система р. Шилки, р. Белый и Черный Урюм, Малый Амазар, Желтуга с притоками и система р. Магачи. Этот район является одним из богатых Забайкалья. разведок почти что не производилось, а что касается работ на существующих приисках, то таковые были поставлены, благодаря случайным открытиям. Район этот имеет большую будущность, так как случайно открытые площади имели большое содержание золота и часть этих площадей выработана.

2. Новотроицкий район: система р. Онона по р. Унде; в большей своей части выработан.

3. Казаковский район: система р. Онона по речкам Казаковке, Юшковой, Сухой, впадающих в р. Унду. Хотя прииски Казаковские и Новотроицкие значительно попорчены хищническими работами, но все же представляют еще большую ценность, так как часть долины р. Унды, на большом протяжении между площадями, выработанными хищниками, вполне пригодна для дражных работ.

4. Газимуро-Борзинский район: система р. Газимура, речек: Уров, Средняя и Нижняя Борзя с их притоками. Этот район является одним из больших и занимает почти весь юго-восточный угол б. Забайкальской области; он разрабатывался б. Кабинетом — добыча золота выражалась крупными цифрами, так как содержание его было большое.

В настоящее время он не представляет интереса для работ мускульным трудом, но имеет очень большое значение для механической разработки.

5. Карийский район: система р. Шилки, р. Кара, Куларка, Богачиха, Лунжанка с их притоками. Он является одним из старых по разработке россыпей, в нем было добыто свыше 35 *m* золота. В настоящее время возможны работы только механическим способом, для которого имеется еще много хороших площадей: для дражных работ—нижнее течение р. Кары, с разведанной площадью до 3 *m* золота и площади по р. Куларка и Лунжанка; возможны также работы гидравлическим способом.

6, Холоджиканский район: система р. Шилки и р. Холоджикана и Солонечная; в нем еще много как разведанных, так и неразведанных площадей; будущее его также может быть большое.

7. Онон-Бальджинский район: р. Бальджа, Бальджикан с их притоками; часть его выработана, часть же не тронута; район вполне годен для механических работ.

На всех приисках упомянутых районов имеются громадные отвалы эфелей и гальки, которые образовались от разработки россыпей, с начала XVIII века; первая добыча золота была в 1704 году и выразилась в 8 *кг*; более интенсивная разработка началась с 1860 г. Большинство россыпей разрабатывалось до революции трудом ссыльно-каторжных, без применения механических приспособлений. Можно с уверенностью сказать, что в отвалах отработанных приисков имеются еще значительные запасы золота.

Рудные месторождения золота находятся в следующих районах:

1. Чикойский район: по р. Киркирот, правому притоку р. Большой, впадающей с левой стороны в р. Чикой. Рудники расположены по водораздельному хребту р. Болоткиной и Киркирота. От Забайкальской ж. д. находится в 230 *км*, от ближайшего населенного пункта в 25—30 *км*. Месторождение разрабатывается с 1902 г.; за последнее время, т.-е. в 1920—21 г., две штольни очень попорчены работами артели, ведшей хищническую добычу золота. В настоящее время рудники находятся в аренде у Читинского районного Союза Обществ Потребителей; работы ведутся сравнительно правильные и планомерные, но за отсутствием достаточных средств бывают довольно часто перебои, и, кроме того, оборудование рудника устарелое, разваливающееся; фабрика работает на 5 пестов водяным двигателем (наливное колесо); пропускная способность при 3-х сменной работе 18 *т* руды; руда от забоя до устья штольни доставляется на тачках, далее, до фабрики, на лошадях в таратайках; расстояние от штольни до фабрики около 3 *км*.

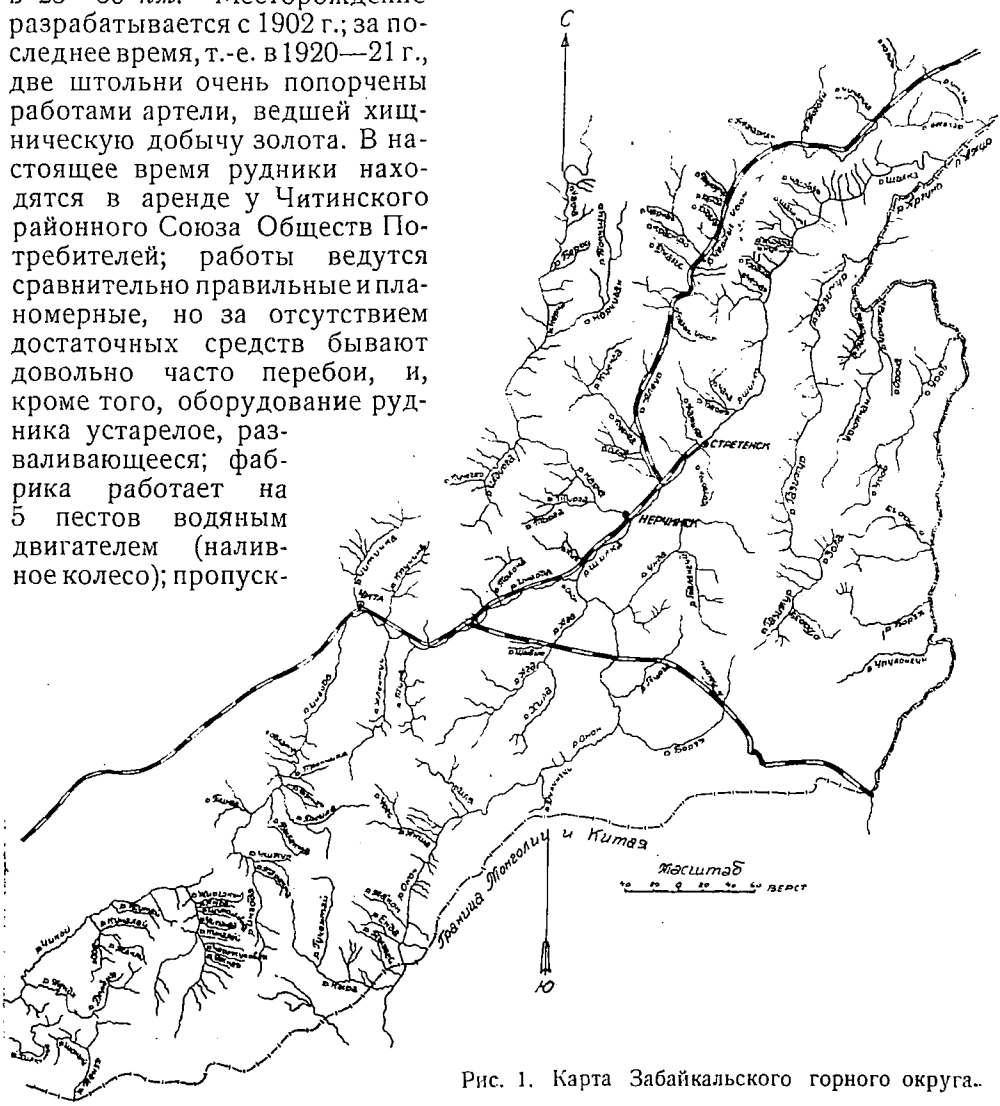


Рис. 1. Карта Забайкальского горного округа.

Месторождение это одно из самых интересных в Забайкалье, в виду возможных новых открытий богатых жил. Среднее содержание золота в руде 34,12 *г* на 1 *т*. Жилы Воскресенского и Соседнего рудника залегают среди хлоритовых сланцев, прорезанных гранитом. составляющим верхушки ближайших гор; кроме того, в долине р. Киркирота, ниже Соседнего рудника и выше фабрики, проходит полоса гра-

нита шириною в 2—3 *км*. В верхних горизонтах золото самородное без окислов и колчеданов, в нижних же оно связано с колчеданом, затрудняющим амальгамацию, так что извлекается ртутью только 20%. Другие способы извлечения золота на Воскресенском руднике не применяются. Будущее, как Воскресенского рудника, так и всего рудного месторождения—большое. В настоящее время на руднике работы небольшие, промывка не ведется за отсутствием ртути и вообще можно сказать, что работы по добыче и восстановлению рудника едва ли примут должное развитие и будут носить характер мелких старательских работ под флагом хозяйских. Причины этого: 1) отсутствие у Читинского Союза Обществ Потребителей материальных средств, 2) полное незнание характера рудных жил, 3) отсутствие каких-либо разведок — работают в темную. Надеяться на то, что Союз поставит работы в должных размерах не приходится, здесь нужна мощная организация, вроде треста „Дальзолото". Будущее Чикойской системы — не только в рудных месторождениях, но и в россыпях, годных под работы, как мускульным трудом, так и посредством драг.

Рис. 2. Прииск Вознесенский по р. Катанце, системы р. Чикоя.

Ононские рудные месторождения расположены в юго-западной части Забайкалья, в Кырынском районе, на площади около 13.700 кв. метров. От линии Забайкальской ж. д. отстоят в 380 *км*. До последнего времени, т.-е. до 1926 г., разрабатывались частными предпринимателями и за операцию 1923—24 г. добыто золота 162,55 *кг* и в 1924—25 г.—113,04 *кг*. В настоящее время рудники перешли к Дальневосточному Банку, который работы по добыче золота остановил и ведет подробную разведку, обследование жил и определение запасов золота. Для разведок Дальбанком приобретены перфораторы и другие приборы.

Рис. 3. Прииск Воскресенский, отвалы шламов.

1) Илинское золоторудное месторождение: Евдокие-Васильевский рудник на правом берегу Безымянного ключа, правого притока р. Или, впадающей слева в р. Онон. Рудная масса — гранитная брекчия, среди штока гранита, пропитанная окислами железа и серным колчеданом. Мощность жилы, или обогащенной части месторождения, до 22 *см*; среднее содержание золота отходит в 21 *г* на одну тонну руды.

2) Хавергинское месторождение на правой стороне р. Хаверги, правого притока р. Хамары, впадающей справа в р. Тырын, системы р. Онона. Мощность прослеженной жилы на протяжении 855 метров колеблется от 30 *см* до 1,5 *м*. Месторождение отличается мощностью и постоянством простирания жилы, чистотою рудной массы и, повидимому, представляет значительную промышленную ценность. Среднее содержание золота отходит до 25 *г* на 1 тонну руды.

3) Хонгорокское месторождение расположено по соседству с Хавергинским, в вершинах Среднего и Нижнего Хонгороков, впадающих справа в р. Кыру, левый приток р. Онона. Сеть золотосодержащих жил средней мощности до 0,50 *м*, со средним содержанием золота свыше 39,50 *г* на 1 тонну руды. На месторождении имеется ряд рудников (Евграфский, Грищевский, Крутой и др.), из них за последнее время разрабатывались два, но с переходом всех рудников к Дальбанку эта группа также не работается, а ведутся подготовительные работы к подробным разведкам и точному определению запасов золотосодержащих руд.

4) Прибалдьжиканская группа находится на водоразделе верхних притоков р. Бальджи, впадающей в р. Онон в пределах Монголии. По разведочным данным кварцевые жилы открыты в 8-ми пунктах; содержание золота в них колеблется от 79 *мг* до 15,30 *г* на 1 *т* руды. Месторождение находится на абс. высоте в 1800—2100 м. и, повидимому, менее других подвергалось разрушительному влиянию поверхностных геологических агентов.

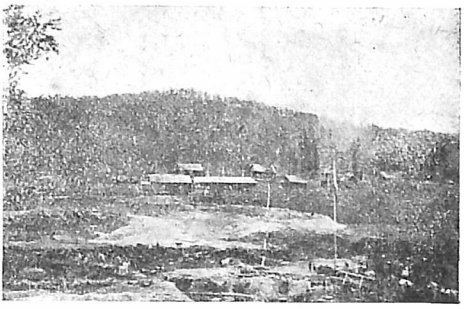


Рис. 4. Первые работы на приске Федоровский, по реке Хилкочепу, приток р. Хилкотоя.

5) Казаковское месторождение по р. Казаковке и ее левому притоку р. Ключевой, системы р. Унды имеет много кварцевых золотосодержащих жил и прожилков, которые при разработке дали содержание золота от 0,640 до 38 *г* на 1 *т*. руды. Месторождение прослежено на 1,5 *км* при мощности жилы, включая и зальбанды, от 17 *см* до 5 *м*. За все время работ из этого месторождения было добыто золота 320 *кг*, среднее содержание в 1 *т* руды отошло в 21,32 *г*. (По предварительным, но требующим проверки, исчислениям запасы золота этого месторождения определяются свыше 5 *т*).

Рис. 5. Постройки приска Веринского на р. Хилькотой, системы р. Чикоя.

6) Дарасунское месторождение по р. Узур-Малагай, правому верхнему притоку р. Дарасун, левого притока р. Торги, впадающей справа в р. Нерчу. От ст. Шилка Заб. ж. д. отстоит в 75 *км*. В геологическом строении местности участвуют сиениты, диориты и граниты; последние местами пересекаются дейками мелкозернистого аплита и многочисленными — кварцевого порфира.

Месторождение открыто в 1901 г., но разработка началась позже. Первоначально содержание золота было высокое, так как работались более богатые жилы; в 1913 году жилы Петровского рудника дали содержание в 29 *г* на 1 *т* а рудника Безводного — до 63 *г* на 1 *т*.

Во всем месторождении числится до 24 отводов, но работы в настоящее время сосредоточены на трех отводах—Безводном, Межуточном и Петровском рудниках; площадь этих рудников равна 214 гек-

тарам. Жилы обнаружены также на отводах Ольгинском, Нагорном, Ледяном и др.

Это месторождение представляет ряд кварцевых жил со вкраплением серного, мышьякового и медного колчеданов, свинцового блеска и цинковой обманки. Свободное золото наблюдается как в кварце, так и среди железной охры верхнего окисленного горизонта. В зоне сульфидов видимое золото встречается очень редко. Содержание золота в эксплоатируемых жилах разное: в жилах Безводного рудника от 96 *г* до 12,79 *г*; Межуточного от 21 *г* до 17 *г* и Петровского от 46 *г* до 8,532 *г*. Всего добыто с 1913 г. по 1926 г. около 507,79 *кг*. При валовой обработке руды на бегунах, среднее содержание отошло в 82 *г* на 1 *т* руды; в действительности содержание золота должно быть больше, так как по лабораторным пробам шламов они дали содержание до 50 *г* на 1 тонну. Таких шламов на руднике к настоящему времени накоплено до 19.425 *куб. м*, с запасом золота до 350 *кг*.

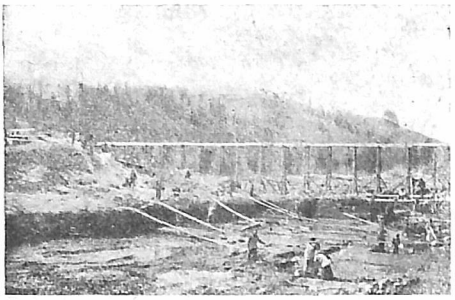


Рис. 6. Открытый разрез приска „Восточная Заря", по р. Хилкотой.

7) Дмитриевское золоторудное месторождение, расположено в верховьях реки Кары, на северном склоне частичного водораздела „Иваниха с Таратушихой"—верховья р. Кары. Распадок Дмитриевка, от которого получило название само месторождение, является правым притоком р. Кары. Золото содержится в жилах и прожилках турмалиновой породы среди гранитов, диоритов и порфиритов. Всего обнаружено и разведано 7 самостоятельных жил. Как по простиранию, так и по падению жил замечены колебания мощности и содержания золота; местами встречаются раздувы до нескольких метров, а местами жилы утоняются до ничтожных размеров. Средняя мощность жил 0,5 *м*. Жилы разведаны по простиранию около 920 *м*, а в глубину разведывались шахтами с квершлагами. Содержание золота в жилах непостоянное как по простиранию так и по падению: среднее содержание отошло в 25 *г* на 1 *т* руды. Главный запас заключается в первичных рудах с содержанием колчеданов до 40%. Золото химически связано с последними и трудно поддается обработке амальгамацией. Запас руды равен 126 133 куб. метров при среднем содержании в 58 *г* на 1 *т*; запас золота в месторождении определяется в 7 *т* (округленно).

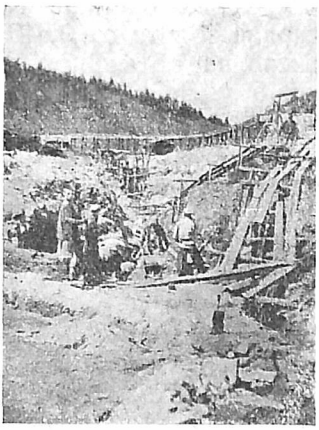


Рис. 7. Проводка капитальной канавы по золотоносному пласту на приске „Восточная Заря".

8) Ключевское месторождение расположено в районе левых притоков р. Шилки, Желтухи и Горбичанки; разведки и эксплоатационные работы были сосредоточены в вершине так называемых „Ключей" и по р. р. Малой и Большой Кудечи. В месторождении встречено изобилие кварцево-турмалиновой породы, которая при эксплоатации шла непосредственно в протолочку. В Клю-

чевском месторождении выработана наиболее ценная, по содержанию свободного золота, окисленная зона и дошли до зоны сернистых руд, после чего работы были прекращены, что зависило только от недостатка средств. Имея в виду значительные запасы Ключевской россыпи, залегающей ниже указанных работ, можно думать, что месторождение это заслуживает дальнейшей разведки и изучения. Весь описанный район имеет несомненно большое будущее. Надо надеяться, что с окончанием полного оборудования фабрики, а также перехода всех рудников к такой мощной, в финансовом отношении организации как Дальневосточный Банк с окончанием подробной разведки всех жил и выявлением несомненных запасов золота, работы будут поставлены в широком масштабе, которого заслуживают эти месторождения.

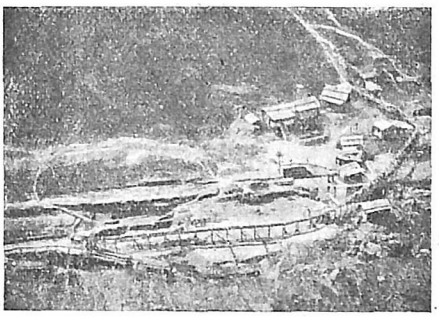


Рис. 8. Часть построек прииска „Восточная Заря".

Химический, гидравлический и дражный способы добычи золота в Забайкальском горном округе не применяются, хотя драгирование возможно, так как разведаны и точно установлены запасы золота для дражных работ в целиках Новотроицких промыслов, в 1 *m* и по р. Каре свыше 2 *m*.

Кроме того, для драгировки пригодны следующие реки: Унда на бо́льшем своем протяжении, Тура, Уров, Газимур, Урюмкан и др., но отсутствие достаточно подробных разведок в этих долинах, оставляет вопрос о постановке дражных работ открытым.

Механические способы добычи золота возможны в следующих районах: Ононском приисковом, Дарасунском золоторудном месторождении, Ундинской золотоносной площади, Бело-Урюмском районе Карийских золотоносных площадях, Амазаро-Могочинском районе и др.

Среднее сложное содержание золота в россыпях Забайкалья от 0,488 до 6,5 *г*. Экономически возможна в настоящее время разработка россыпей мускульным трудом, т.-е. теми работами, какие в настоящее время ведутся при содержании от 0,280 *г* в тонне золотоносного пласта.

По вычислениям геологов запасы золота в Забайкалье выражаются в 565 *m*; в этот подсчет не входит Чикойский район, который является как бы отдельной самостоятельной системой.

В заключение приведем данные по добыче золота в Забайкальском горном округе за последние годы.

В 1914 г. добыто золота 4 *m*
„ 1922 г. „ „ 0,536 „
„ 1923 г. „ „ 1 „

В 1923—24 г. . . . добыто золота 1,5 *m*
„ 1924—25 г. . . . „ „ 2,5 „
„ 1925—26 г. ожидается к добыче 3 „

Добыча по годам и способам в *кг.*	1922—23 г. Количество добытого золота.	1922—23 г. % %	1923—24 г. Количество добытого золота.	1923—24 г. % %	1924—25 г. Количество добытого золота.	1924—25 г. % %
На промыслах Треста Дальзолото	820,155	73	901,02	65	1476.19	72
На приисках, арендуемых частными промышленниками, артелями и кооперативными организациями	298,85	27	489,69	35	562,26	28
ИТОГО . . .	1119,005	100	1390,71	100	2038,45	100
Из этого количества рудного	112,855	11	270,27	19	188.78	9
Россыпного, добытого правильными работами (мускульным трудом)	99,10	9	129,81	9	163,80	8
Старательскими работами и работами мелких арендаторов	907,05	80	990,63	72	1685.87	83
ИТОГО . . .	1119.005	100	1390,71	100	2038.45	100

Из приведенной таблицы видно непрерывное увеличение добычи золота из года в год. Это объясняется ростом числа частных предпринимателей - золотопромышленников, артелей, кооперативных организаций и учреждений, в лице государственных трестов, наступления в приисковых районах более благоприятных условий в отношении личной и имущественной безопасности, а главное изданием законов о золотопромышленности, дающих ряд существенных льгот.

С ростом добычи золота и числа разрабатываемых золотоносных площадей увеличивается и число рабочих, задолженных в золотопромышленности; из помещаемой таблицы видно движение рабочей силы.

	На 1/х—1924 г. Русск.	Иностр.	Всего.	На 1/х—1925 г. Русск.	Иностр.	Всего.	Среднее годовое количество. Русск.	Иностр.	Всего.
На частных приисках.	893	243	1136	1120	251	1371	1536	550	2086
На приисках Треста Дальзолота	1257	1838	3095	2042	2189	4231	2181	2200	4381
ВСЕГО . .	2150	2081	4231	3162	2440	5602	4717	2750	6467

В операцию 1925—26 г. рудные месторождения разрабатываются не полной нагрузкой, что объясняется следующим:

1) Ононское рудное месторождение приостановлено разработкой для точного выяснения запасов золота подробными разведками.

2) Дарасунское месторождение разрабатывалось Т-вом В. И. Часовников и А. М. Найденов, но с преобразованием Т-ва в Акционерное Золотопромышленное О-во работы по добыче золота приостановлены и в данное время ведутся подробные разведки для опреде-

ления точных запасов золота. При производстве разведок в районе Дарасунских рудников открыты богатейшие свинцовые и медные руды и теперь, попутно с разведками на золото, ведутся также разведки на свинец и медь.

На 1 мая 1926 г. в Забайкальском Горном Округе добыто и скуплено 900 *кг* золота: из них падает на государственный Трест „Дальзолото" 652 *кг*, остальное количество добыто и куплено филиалами Дальбанка и частными предприятиями.

Задачей Забайкальского Отделения Треста „Дальзолото" является объединение государственных органов, ведавших эксплоатацией золотых промыслов. Трест „Дальзолото", являясь единственным распорядителем дела в обширных промысловых районах, ранее разрабатывающихся б. Кабинетом, получил все возможности вести золотое хозяйство по плану и рационально организовывать старательские работы. Трест Дальзолото начал работу по добыче и скупке золота в Забайкальском Горном Округе с 1 апреля 1925 г. Добыча золота и количество рабочих, занятых на государственных золотых промыслах, за два прошедших года показаны в таблице:

НАИМЕНОВАНИЕ РАЙОНОВ.	За 1924—1925 г.			За 1923—1924 г.	
	Вес золота в *кг*.	% %	Среднее количество рабочих.	Вес золота, в *кг*.	Среднее количество рабочих.
Газимуро-Борзинский . . .	620,82	42	1792	268,03	1363
Новотроицко-Казаковские. .	411,72	27,7	1066	238,30	620
Амазаро-Урюмский	286,58	19,3	861	259,56	1032
Карийско-Холоджиканский .	157,37	11	362	89,00	456
ИТОГО.	1476,49	100	4081	854,89	3471

Кроме описанных приисков россыпного золота, а также рудных месторождений, на всех приисках есть громадные эфельные, галечные и шламовые отвалы, содержащие золото; на всех отвалах по взятым простым пробам содержание золота отходит в 0,47 *г* и выше с 1 *m*; кроме того, на некоторых приисках отвалы размещались не на разведанных площадях, впоследствии оказавшиеся с большим содержанием золота.

14 авг. 1926 г., гор. Чита.

Ю. М. Абрамович.

Месторождения первичных каолинов[1]) Волыни[2]).

Месторождения первичных каолинов и огнеупорных глин имеют широкое распространение на территории Волыни.

Геологическое строение местности уже дает основание a priori предполагать существование месторождений каолинов и огнеупорных глин; обилие жил пегматитового гранита, породы из которой, главным образом, происходят высшие сорта каолинов, является, в настоящем случае, верным признаком. Правда, как будет видно из дальнейшего, начало каолинам и огнеупорным глинам на Волыни, кроме пегматитовых гранитов, дают и породы семейства габбро.

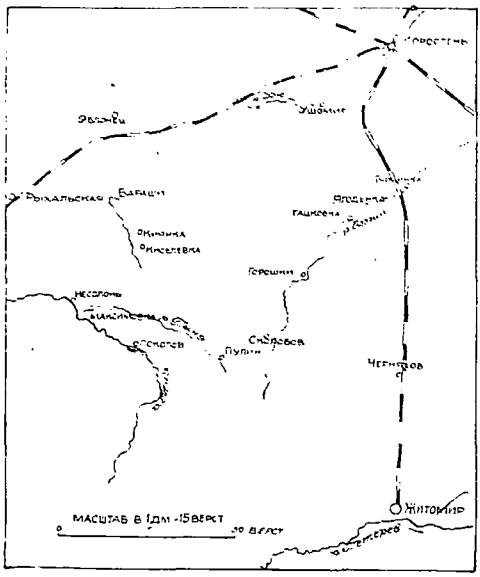
---

[1]) Термин „каолин" здесь употребляется в техническом значении = фарфоровая глина.
[2]) Волынь в границах до 1925 г.

Волынские месторождения каолинов и огнеупорных глин вызывают интерес кроме высокого качества сырья еще и в отношении запасов его.

Месторождения Волыни, обеспечив питание местных (волынских) заводов на многие десятилетия, смогут дать большие количества сырья для удовлетворения нужд соответствующей (керамической, бумажной и др.) промышленности Союза и даже для экспорта.

На основании геологических исследований последних лет, производившихся под общим руководством С. В. Бельского, выяснилось, что на Волыни распространены жилы пегматитового гранита трех поколений, значительно разнящиеся друг от друга своим минералогическим составом, что не могло не отразиться на минералогическом (а, следовательно, и химическом) составе образовавшихся за их счет каолинов.



Схематическая карта районов каолиновых месторождений Волыни.

Первое поколение жил пегматитового гранита (пластующихся с гнейсами) богато содержанием полевого шпата, который образует довольно крупные выделения. В этих жилах содержится много биотита.

Жилы второго поколения (секущие гнейсы и проникающие серые граниты) обогащены мусковитом и кварцем (последний часто в крупных выделениях), но зато бедны содержанием полевого шпата; биотит содержится в них также в небольших количествах.

Белые глинистые образования, происшедшие из жил первого поколения, сильно обогащены окислами железа, образовавшимися за счет разрушения биотита, который в коренной породе находился в больших количествах.

Это обстоятельство, обогащение железом, да еще в виде несвязанных окислов (или в виде бурого железняка), обесценивает подобные месторождения, так как известно, что свободные окислы (или бурый железняк) есть одна из самых вредных форм присутствия железа в глинах.

Лучшие сорта каолина произошли за счет каолинизации жил пегматитового гранита второго поколения, значительно более бедных полевым шпатом. Образовавшийся из них каолин или вовсе не содержит железа, или содержит его в небольших количествах, в десятых долях процента.

Как естественное следствие того, что жилы пегматитового гранита второго поколения бедны полевым шпатом и богаты содержанием кварца, они дают высокий процент содержания последнего в каолине происшедшем из этих жил. И поэтому, при эксплоатации они требуют отмучивания на каолиновых заводах.

О жилах пигматитового гранита третьего поколения (прорезывающих красные граниты) не буду распространяться в виду того, что образовавшиеся из них глины чрезвычайно обогащены железом за счет разрушившихся железо-содержащих минералов, входивших в состав коренной породы.

Большая группа месторождений каолинов расположена у истоков р. Ужа (правого притока р. Припяти). Представителем их может служить месторождение у с. Киянки, давно известное в литературе, но в настоящее время уже выработанное. Это месторождение в течение нескольких десятилетий питало некоторые волынские заводы, которые изготовляли из его каолина высшие сорта фарфора. Запасы его истощились.

В настоящее время разработка каолина производится в смежных с с. Киянкой колониях Киселевке и Ушично (Барашевского района). Так как это месторождение первичное и образовалось вследствие каолинизации жил пегматитового гранита второго поколения, то, следовательно, глина обогащена кварцем и требует отмучивания. В последнее время здесь Украинским Фарфор-Трестом построен каолиновый завод, оборудованный по последнему слову техники.

В генетическом отношении месторождение каолина у колонии Киселевка-Ушично идентично киянскому месторождению.

Произведенный проф. Б. С. Лысиным [1]) химический анализ киянского каолина дает следующие цифры: SiO_2 — 47,32; Al_2O_3 — 37,91; CaO — 0,15; MgO — 0,15; потеря при

[1]) Проф. Б. С. Лысин. Керамика. Киев, 1923.

прокаливании — 13,01; гигроскопической воды — 0,30; в неотмученном виде содержит до 66% кварца. Как видно, химический состав этого каолина близок к теоретической формуле каолинита.

Данный анализ может служит ориентировочным для целой группы месторождений, включая Киселевку и Ушично. Химический состав их несколько варьирует в отношении содержания кремнезема и глинозема, а также в смысле присутствия в каолинах из некоторых месторождений незначительных количеств железа, в десятых долях процента.

Из других месторождений следует упомянуть группу, расположенную в бассейне р. Тни (правого притока р. Случи). Получить представление об этой группе, до некоторой степени, можно, познакомившись с месторождением у колонии Максимовки (Новоград-Волынского района).

В данном месторождении (у колонии Максимовки) горизонтальное распространение каолина на участке промышленного значения определяется площадью около 23 десятин. Промышленный запас выражается цифрою около 1 800 000 *т*.

Химический состав глины без отмучивания: SiO_2 — 62,72; Al_2O_3 — 27,00; Fe_2O_3—0,40; CaO — 0,83; MgO — 0,18; сумма щелочей — 0,93; потеря при прокаливании — 8,04.

Рациональный анализ (по методу Зегера) дал следующие результаты:

Глинистое вещество	61,64
Кварц + полевой шпат	38,36
	100,00

Данный каолин образовался за счет пегматитового гранита второго поколения. Количество 0,40% Fe_2O_3 обусловлено присутствием в каолине небольшого количества биотита, содержание которого, при отмучивании фарфоровой массы, может быть доведено до минимума и, следовательно, количество Fe_2O_3 в фарфоровой массе уменьшится.

Каолин залегает здесь очень неглубоко, до 1 *м* от поверхности. Благодаря этому обстоятельству возможна открытая разработка.

Можно указать еще на окрестности г. Житомира, у „Соколовой Горы", где площадь горизонтального распространения каолина не менее одной десятины. Мощность залегания и запасы не выяснены. Месторождение расположено на возвышенности и глина залегает на глубине до 3 *м* от поверхности. Расстояние до железнодорожной станции около 3 *км*.

Химический элементарный анализ глины в неотмученном виде, произведенный Г. Н. Супинским, дает следующие цифры:

SiO_2 — 66,64; Al_2O_3 — 23,11; Fe_2O_3 — 0,35; CaO — 0,16; MgO — 0,20; потеря при рокалива нии — 8,00 (щелочи не определены). Рациональный анализ (по методу Зегера):

Глинистое вещество	60,76
Кварц + полевой шпат	39,24
	100,00

0,35% Fe_2O_3 обязаны присутствию турмалина в глине. Путем отмучивания удается выделить бо́льшую часть турмалина и тем свести содержание железа в фарфоровой массе до минимума.

Что содержание турмалина не является такой примесью, которая значительно обесценивает месторождение, за это говорит то обстоятельство, что всемирно-известное месторождение каолина у Цёттлитца как раз содержит в глине турмалин, причем, замечено, что там, где больше турмалина, там качество самого каолина выше [1]).

Месторождение у „Соколовой Горы" имеет много общего в генетическом отношении с месторождением у дер. Сколобов (Черняховского района), в расстоянии около 27 *км* к W от него.

Химический и минералогический состав каолина из месторождения у дер. Сколобов очень близок к химическому и минералогическому составу глины из месторождения у „Соколовой Горы" в окрестностях г. Житомира, причем Fe_2O_3 содержится меньше 0,23, за счет того же турмалина.

Площадь горизонтального распространения не менее 3 десятин с запасом 120 000 *т*. Расположено в 22 *км* от железнодорожной станции Горбаши.

При производстве горноразведочных работ или разработках месторождений первичных каолинов и огнеупорных глин, образовавшихся из жил пегматитового гранита, *необходимо учитывать то, что направление и характер залегания глинистых образований* вполне соответствует, часто весьма прихотливому, направлению и характеру распространения жил пегматитового гранита.

Не останавливаясь больше на рассмотрении месторождений первичных каолинов и огнеупорных глин, происшедших из пегматитового гранита, перейду ко второй большой генетической группе—каолинам, образовавшимся из пород семейства габбро.

---

[1]) И. И. Гинзбург „Каолин и его генезис". 1910, стр. 279.

Характерным качеством глин, образовавшихся из пород габбро, является их белизна и незначительное содержание механической примеси, от 2% до 5% и редко больше. Такое значительное содержание глинистого вещества (98%—95%) делает разработку подобных глин чрезвычайно экономически выгодной. Близость многих из этих месторождений к железной дороге еще больше повышает ценность месторождений. Сравнительно неглубокое залегание (4—6 *м* от поверхности) значительно облегчает разработку. Характер залегания таких первичных каолинов соответствует, отчасти, характеру залегания пород габбро. Примером подобных месторождений может служить месторождение у дер. Гацковки (Фасовского района, железнодорожная станция Турчинка).

Площадь горизонтального распространения 27 десятин с запасом 3 200 000 *т*. Химический анализ каолина (неотмученного) из этого месторождения произведен автором настоящей статьи: SiO_2 — 42,19; Al_2O_3 — 41,14; Fe_2O_3 — 1,65; CaO — 0,80; MgO — 0,12; сумма щелочей — 0,61; потеря при прокаливании — 13,20.

Рациональный анализ (по методу Зегера):

Глинистое вещество	99,25
Кварц + полевой шпат	0,75
	100,00

Несколько высокий процент содержания глинозема объясняется отчасти тем, что TiO_2 не определялось и, следовательно, цифру 41,14 необходимо рассматривать как общую — $Al_2O_3 + TiO_2$.

Высокий процент (1,65) содержания Fe_2O_3 объясняется присутствием в глине ильменита, в виде мелких кусочков. Этот последний, вследствие своей устойчивости, с трудом подвергается разрушению, благодаря чему глинистое вещество не обогащается окислами *Fe* за его, ильменита, счет. Благодаря же высокому удельному весу ильменита (4,56 — 5,21), он очень легко может быть отделен от глинистого вещества путем отмучивания.

Здесь же будет кстати напомнить, что следует все-таки избегать переоценки возможности путем отмучивания полного отделения глинистого вещества от частиц минералов, составляющих механическую примесь, так как известно, что на скорость падения тела в жидкости, кроме удельного веса, большое влияние оказывают размер частиц и характер их поверхности [1]).

Точто также, цифру 99,25 рациональн. авализа следует рассматривать как общую— глинистое вещество + титанистый железняк, разложившийся при обработке кислотами и едкими щелочами и вследствие этого неучтенный рац. анализом, где глинистое вещество определяется по разности после определения суммы кварца и полевого шпата.

Ильменит составляет главную часть механической примеси каолинов, образовавшихся из габбро, и кварц играет совсем ничтожную роль, как, напр., в случае Гацковки, кварц + полевой шпат — 0,75%.

Присутствие ильменита и ничтожное количество кварца (или даже полное его отсутствие) также весьма характерно для этого рода глин.

Резюмируя все вышеизложенное, считаю необходимым подчеркнуть следующие моменты: 1) На Волыни имеются многочисленные месторождения первичных каолинов, образовавшихся как за счет пегматитовых гранитов, так и за счет габбровых пород, причем, эксплоатация последних особенно экономически выгодна, благодаря незначительности количеств механической примеси (2%—5%). В этом отношении глины, образовавшиеся из габбро, занимают исключительное место. 2) Разработка облегчается благодаря неглубокому залеганию глин (1—6 *м* от поверхности), а также благодаря тому, что многие месторождения расположены на возвышенностях. 3) Близость многих месторождений к железной дороге уменьшает расходы по транспортированию.

Кроме того, необходимо также еще упомянуть о том, что всем каолинам, о которых была речь свойственна высокая температура плавления, по испытаниям Д. Н. Супинского, лежащая выше 1500-о.

Житомир,

июнь, 1926 г.

---

[1]) В этом отношении интересна статья проф. П. А. Замятченского „Основные принципы рационального анализа глин", помещенная в журнале „Керамика и Стекло" 1925. №№ 1—2.

Горн. инж. Н. Л. Николаев.

Селитровые месторождения Казакстана.

С целью выяснения перспектив развития в Казакстане селитрового промысла, КЦСНХ летом 1926 года снарядил горно-разведочную партию, которая впервые произвела, под моим руководством, детальную разведку почти всех селитровых месторождений в Казакстане, открыв ряд ценных новых залежей, до этого неизвестных. В конечном итоге задача разведочных работ свелась: 1) к выявлению видимых промышленных запасов селитры, как на зарегистрированных месторождениях Казакстана, так равно и на тех, которые обнаружатся в результате поисков; 2) к определению характера изменения % содержания селитры с глубиной, и 3) к выяснению вопросов, относящихся к организации селитрового промысла.

Разведочные работы начались от юго-восточной границы Казакстана с Киргизией в Чалдоварской волости и закончились против ст. Джалагаш Ташкентской ж. д., охватив район вдоль Семиреченской ветки и по левому берегу Сыр-Дарьи, протяжением около 1000 *км*.

Всего обследовано 19 месторождений, из них 7 были найдены в результате поисковых работ.

Из вновь открытых месторождений следует отметить ценную находку — Джартюбе, по левому берегу Сыр-Дарьи, в 60 *км* на запад от ст. Арысь, Ташкентской ж. д. Общие запасы этого месторождения определяются в 2780 *т* что дает возможность открыть здесь завод, с годовою производительностью в 170 *т*.

Среди ранее известных, но мало обследованных месторождений обращают на себя внимание: Оксуз и Сунагата. Первое — в 27 *км* на юго-запад от ст. Утрабат, по левому берегу Сыр-Дарьи, с запасами в 1530 *т*. Второе — в 22 *км* на восток от Чили, с запасами до 1400 *т*.

Кроме отмеченных месторождений обследован еще целый ряд других, оказавшихся по площади и запасам менее значительными, хотя некоторые из них в отношении процентного содержания селитры в почве им не только не уступают, но являются даже более богатыми.

Общие запасы селитры по всем обследованным месторождениям исчисляются в 7700 *т*. Этот фонд является достаточным для организации в Казакстане селитрового промысла с годовою производительностью до 670 *т*.

Селитровые месторождения Казакстана в большинстве случаев расположены в местах, бывших в глубокой древности — крепостями, городами и пр. населенными пунктами. Это подтверждается внешним видом их, обычно, представляющим плоскогорья, окруженные следами рвов, валов и оросительных систем. К плоскогорью почти всегда примыкает бугор, вероятно, служивший сторожевым пунктом. Все без исключения встреченные месторождения в той или другой степени усыпаны осколками древней посуды, нередко покрытой прекрасными образчиками эмали. При раскопке месторождения появляются остатки костей, древесного угля, керамические шлаки и пр.

Строение селитроносной толщи всегда одно и то же. Сверху покрывает толщу волнистая корочка оттенков: цвета влажной глины, стекловато-белесоватая и цвета высохшей глины, кроме того корки различимы на ощупь и по толщине: нежные и тонкие (5 *мм*), грубые и толстые (от 5 *мм* до 25).

Процентное содержание селитры в коре показано в нижеследующей таблице:

№№ Групп.	№№ Обр.	Цвет.	Толщина.	Наимен. местор.	% % сод. сел.
I.	31	Сухой глины нежная	6 *мм*	Джартюбе	29,6
„	71	„ „ „	5 „	Оксуз	24,6
„	80	„ „ „	3—5 „	„	20,2
„	92	„ „ „	5 „	Кавганата	10,6
II.	54	„ „ грубые	25 „	Джартюбе	2,2
III.	41	Цвета влажной глины	5 „	„	21,2
„	113	„ „ „	5 „	Узгент	7,2
„	116	„ „ „	5 „	Актепе	10,4
„	118	„ „ „	5 „	Сунагата	4,2
„	120	„ „ „	5 „	Коссосар	10,6
„	123	„ „ „	„ „	„	9,0
„	125	„ „ „	5 „	ыштюбе	5,8
IV.	57	Белесовато-стекловат.	5 „	айракум	25,6
„	128	Белесовато-коричнев.	5 „	орласар	13

Толщина корки, вероятно, стоит в прямой зависимости от процентного содержания селитры — чем тоньше и нежнее корка, тем селитры в ней больше и наоборот. Блесовато-стекловатые оттенки, повидимому, служат показателем богатого содержания.

Пониженное содержание в корках месторождений: Узгент, Актепе, Сунагата, Коссосар, Кыштюбе и Сорласар об'ясняется переселением селитры из корки в нижележащие слои под влиянием выпавших атмосферных осадков. На Бузуке и Кавгане — некоторым истощением месторождений происходящей эксплоатацией их кустарными артелями.

Вслед за корой идет слой выцветов мощностью в 4,4 *см*, представляющей, обычно на богатых месторождениях, пушистую как пудра землю цвета сухой или влажной глины. Грубые разновидности выцветов являются признаком бедности месторождения.

Процентное содержание селитры в выцветах.

№№ Групп	№№ Обр.	Цвет.	Наимен. месторожд.	% содерж.
I.	1—13	Сухой глины, нежн.	Чультюбе	4—12
„	19	„ „ „	Турткуль Карабакир.	8
„	21—24	„ „ „	Турткуль Чалдовал.	5—6
„	32	„ „ „	Джартюбе	14,7
„	53	„ „ „	„	11,6
„	112	„ „ „	Узгент	5,4
„	81	„ „ „	Океуз	8,9
„	67—69—72	„ „ „	„	6,8—9,9—13,9
„	93	„ „ „	Кавганата	9,3
„	100	„ „ „	Бузук	3,4
II.	55	Сухой глины, груб.	Джартюбе	3,3
„	54	„ „ „	„	2,2
„	79	„ „ „	Океуз	4,4
„	27	„ „ „	Луговое	1,8
„	64	„ „ „	Отрар	3,7
III.	42	Влажной глины	Джартюбе	11,9
„	49—50	„ „ „	„	9,2—11,4
„	66	„ „ „	„	11,7
„	56	„ „ „	Байракум	9,1
„	115	„ „ „	Актепе	6,4
„	117	„ „ „	Сунагата	4,8
„	121—124	„ „ „	Коссосар	5,7—6,2
„	126	„ „ „	Кыштюбе	5
„	129	„ „ „	Сорласар	9,8

Под выцветами начинается бедный селитрою насыпной глинистый слой, в котором встречаются, как указывалось выше, обломки древней посуды и кирпичей, кости, известь, древесный уголь, керамические шлаки и пр. Мощность этого слоя колеблется от 1,5 до 3-х *м*, в зависимости от конфигурации рельефа: на возвышенностях толще и в низменных местах тоньше.

Процентное содержание селитры в этом слое в период интенсивных выцветов (авг., сент., окт.) значительно ниже, по сравнению с предыдущими слоями (2,5—0,5%). В пределах самого слоя падение содержания происходит, весьма плавно до нуля. Почвой для последнего селитроносного слоя служат суглинки, аллювиального происхождения.

Периодом выцветов следует считать: конец июля, весь август и сентябрь и при позднем наступлении дождей первую половину октября месяца, в среднем около 3-х месяцев.

Технические возможности в смысле транспорта на большинстве месторождений определяются передвижением только на верблюдах; другие виды транспорта потребовали бы устройства дорог. Исключением в этом отношении являются месторождения: Чультюбе, Джартюбе, Турткуль Чалдоварской вол., Сунагата, Актепе и Коссосар, где вполне возможны гужевые перевозки.

По степени пригодности для эксплоатации Казакские селитровые месторождения могут быть разбиты на следующие группы:

1-я группа (могущая служить в качестве объекта государственной эксплоатации в сравн. широком масштабе и соответствующем технич. оборудованием):

Джартюбе с эксплоат. запасами	343 *т*	и с общими	2800 *т*
Океуз „ „ „	343 „ „ „	„	1530 „
Сунагама „ „ „	142 „ „ „	„	1420 „
Итого	828 *т*		5750 *т*.

2-я группа (являющаяся пригодной для гос. эксплоатации более кустарного типа).

Сорласар с эксплоат. запасами	71 *т*	и с общими	443 *т*
Чультюбе „ „ „	63 „ „ „	„	295 „
Кыштюбе „ „ „	57 „ „ „	„	383 „
Байракум „ „ „	67 „ „ „	„	297 „
Итого	258 *т*		1418 *т*.

3-я группа (пригодная для кустарной эксплоатации):

Турткуль (Чаготайск. вол.) с эксплоат. запасами	42 *т*	с общим	160 *т*
Актепе „ „ „	25 „ „ „	„	115 „
Коссосар „ „ „	23 „ „ „	„	167 „
Итого	90 *т*		442 *т*.

4-я группа (для эксплоатации не представляющая интереса):

Турткуль (Чалдоварск. вол.) с эксплоат. запасами	10 *т*	с общим	45 *т*
Турткуль (Карабакирск „ „ „	10 „ „ „	„	32 „
Итого	20 *т*		77 *т*

До сих пор при определении запасов нами не вводился поправочный коэффициент на неполноту извлечения селитры из недр, фактически наблюдающуюся при эксплоатации. Поэтому здесь мы считаем уместным оговорить. Степень извлечения, конечно, зависит от тех приемов, которые будут при эксплоатации применены. К сожалению мы располагаем лишь опытом существующих в Казакстане и чуть ли не единственных в СССР кустарных заводов: Бузук и Кавганата. У этих последних степень извлечения едва достигает 60%.

Вводя указанный поправочный коэффициент в приведенные цифры получим: полезные запасы, характеризующие возможную годовую, в течение, прилизительно, 5-ти лет, добычу селитры по группам месторождений:

1-я группа	500 *т*
2-я „	150 „
3-я „	50 „
4-я „	12 „
Всего	712 *т*.

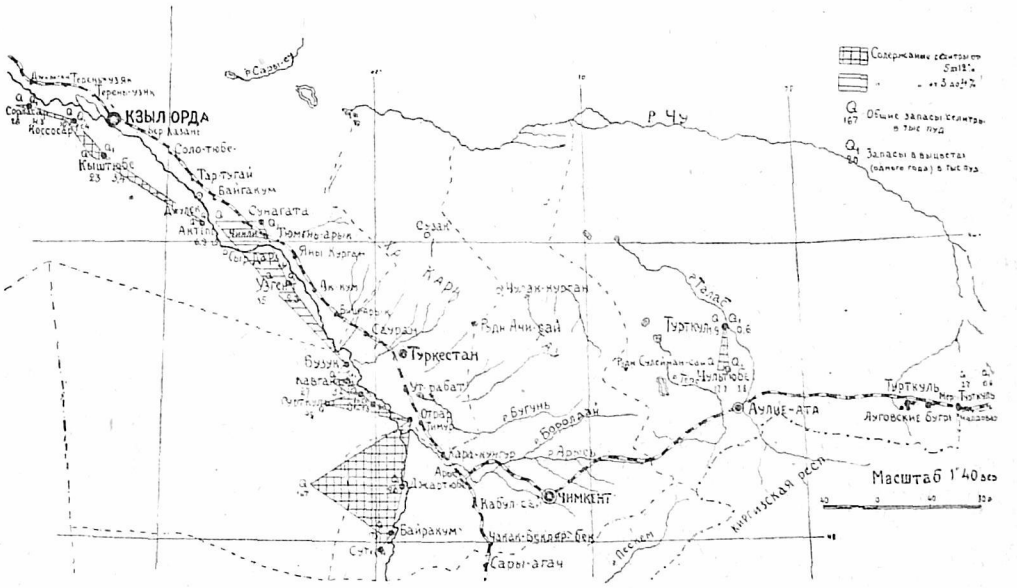


Рис. 1. Картограмма распределения запасов селитровых месторождений в Казакстане.

Перечень и описание селитровых месторождений в Казакстане.

Аулие-Атинский уезд: Чультюбе в 27 *км* на северо восток от гор. Аулие-Ата по большой дороге на село Ново-Ивановку, не доезжая последней 1,5 *км* (шир. 43°08', долг. 41°05'). Площадь 25500 *кв. м*. Среднее содержание азотнокислых солей в выцветах 6%, запас 63 *т*. Вблизи месторожения сохранились следы начинавшего строиться в 1920 году завода, повидимому, хозяйственными организациями б. Туркреспублики, но дело до эксплоатации доведено не было.

Турткуль Карабакирской волости в 38 *км* NW от Чультюбе и в 3 *км* от р. Талас, аул № 8 (шир. 43°20', долг. 41°03'), Площадь 3376 *кв. м*, среднее содержание в выцветах 8%, запас 11 *т*. Месторождение незарегистрированное.

Турткуль Чалдоварской волости, в 1,5 *км*, не доезжая станции Чалдовар бывшего Семиреченского почтового тракта, на речке Допра (шир. 42°50', долг. 43°45'). Площадь 4662 *кв. м*, среднее содержание в выцветах 5,5%, запас 10 *т*. Месторождение незарегистрированное.

Турткуль в Мерке, на Базарной площади. В той части, где обнаружена селитра (9,6%) весь изрыт при добычи глины. Селитроносная площадь 152 *кв. м*, Запасы незначительные.

Луговские Холмы, Меркенской волости, в 1,5 *км* на юг от станции Луговая, Семиреченской ветки, Ташкентской ж. д. Обнаружено весьма низкое (1,8) процентное содержание и незначительная площадь.

Чимкентский уезд: Кроме описанного выше Джартюбе:

Байракум, от ст. Арысь 64 *км* и от Джартюбе на юг 45 *км*, по левому берегу Сыр-Дарьи, в расстоянии 3 *км* (шир 37°50', долг. 42°8'). Площадь 22477 *кв. м*, среднее содержание в выцветах 7,6%, запас 67 *т*. Месторождение зарегистрированное.

Суткен, от Еайракума на юг 22 *км*, по левому берегу Сыр-Дарьи в расстоянии 6,5 *км* (шир. 41°55', долг. 37°48'). Площадь незначительная, 2756 *кв. м*. Среднее содержание в выцветах 6,9%, запас 7,5 *т*. Месторождение зарегистрированное.

Туркестанский уезд: Кроме Оксуза и Сунгата:

Отрар, от ст. Тимур, на северо-запад 11 *км* (шир. 42°52', долг. 38°). Площадь селитроносная 2300 *кв. м* Содержание в выцветах 3,7%, 2 *т*. Месторождение известное.

Туркуль, Чагатайской волости. От Кавганата по левому берегу Сыр-Дарьи, в 3 *км* (шир 43°, долг. 37°40'). Площадь 9260 *кв. м*. Среднее содержание в выцветах 11,7%, 42 *т*. Месторождение до сего времени неизвестное.

Кавганата, от ст. Туркестан SW 50 *км*. По левому берегу Сыр-Дарьи в 2,5 *км* (шир. 43°06', долг. 37°30'). Площадь 25456 *кв. м*. Среднее содержание в выцветах 9%, 90 *т*. Месторождение эксплоатируется кустарной артелью Бузук.

Бузук, от ст. Туркестан 50 *км*. По левому берегу Сыр-Дарьи, в 2-х *км* (шир. 43°13', долг. 37°25'). Площадь 64720 *кв. м*. Среднее содержание в выцветах 3,4%, 17 *т*. Месторождение эксплоатируется в начале хозяйственными органами б. Туркреспублики, затем кустарной артелью Бузук и в настоящее время запасы совершенно почти истощились.

Узгент, от ст. Яны-Курган 27 *км*. По левому берегу Сыр-Дарьи, в расстоянии 17 *км* (шир. 43°45', долг. 36°42'). Площадь общая 82325 *кв. м*. Среднее содержание в выцветах 4% (после 2-го дождя; сухие прошлогодние выцветы содержат 5,4%), 38 *т*. Месторождение разрабатывается кустарной артелью «Красный Казакстан», ныне из-за отсутствия оборотных средств окончательно прогоревшей.

Актепе, от Джулека на юг 11 *км*, на лев. берегу реки Чилинки (шир. 44°17', долг. 35°50'). Площадь 10147 *кв. м*. Среднее содержание в выцветах (после 2-го дождя) 6,4%, запас 25 *т*. Месторождение в 1921 году эксплоатировалось хозяйственными органами б. Туркреспублики.

Кзыл-Ордынский уезд:

Коссосар (2 бугра) от Кзыл-Орды на запад 38 *км*, по Чимбайской дороге (шир. 44°42', долг. 34°48'). Площадь 22515 *кв. м*. Среднее содержание в выцветах после 4-го дождя 5,7% (бугор А) и 6,2% (бугор Б), 23 *т*. Содержание в 1-й четверти 3% и запасы 62 *т*. Месторождение зарегистрированное.

Кыштюбе, от Кзыл-Орды SW 20°, 30 *км* и от Коссосара SO 30°, 33—38 *км* (шир. 44°35', долг. 35°). Площадь 31709 *кв. м*. Среднее содержание в выцветах после 4-го дождя 5%, 57 *т*. Содержание в 1-ой четверти 3%, 138 *т*. Месторождение до сего времени неизвестное.

Сорласар, от ст. Джалагаш SW 10°, 17 *км*. По левому берегу Сыр-Дарьи в 11 *км* (шир. 44°55' долг. 34°30'). Площадь 18398 *кв. м*. Среднее содержание в выцветах после 4-го дождя 9,8% и в 1-ой четверти 7%; 70,44 и 209,67 *т*. Месторождение зарегистрированное.

Обследование перечисленных месторождений шло в следующем порядке. Месторождение тщательно осматривалось. Выяснялись основные контуры селитро-содержащих площадей путем опробывания поверхностного слоя на вкус. Отмечались характерные черты поверхностного слоя: цвет и толщина корки и выцветов, присутствие на площадях кустарников, черепков и пр. предметов, учитываемых при определении запасов селитры. Попутно выяснились вопросы: транспорта, водоснажения, топлива и пр. технические возможности. Получив, таким образом, первое впечатление о месторождении, в зависимости от первоначальной ориентировочной оценки его, выбирался тот или иной способ дальнейшего обследования при помощи имевшегося оборудования.

Крупные месторождения, с видимым богатым содержанием селитры, засним ались тахеометром или буссолью. После подобного детального ознакомления с месторождением, для выявления распределения селитры в глубину в период времени интенсивнейших выцветов (т.-е., естественного обогащения поверхностного слоя под влиянием капиллярности), совпавший со временем обследования большинства месторождений, в характерных местах производилось бурение селитровой толщи и отбор образцов вначале через каждые четверть метра глубины, а затем реже: пол-метра и 1 метр.

К сожалению, часть месторождений, вследствие раннего выпадения осадков, обследовалась в менее благоприятный период времени — после дождей, и опробывание их дает другую картину распределения селитры, успевшей отчасти из слоя выцветов перейти в нижележащий слой, глубиною в $^1/_4$ *м*; на большинстве этих месторождений брались средние пробы не только выцветов, но и средние пробы первой четверти. Взятие средних проб производилось при обходе всех селитроносных площадей из пунктов, отстоящих друг от друга в расстоянии 10 — 15 м, в шахматнм порядке. Кроме средних проб, отбирались образцы в характерных местах, определяемых или превалирующим распро-

странением или резко выраженным внешним видом. На мелких месторождениях ограничивались глазомерной съемкой и отбором средних проб выцветов.

После отбора образцов, последние анализировались титрованием индиго-кармином по способу Маркса-Тромсдорфа в походной лаборатории или тотчас же на месте или в большинстве случаев по прибытии на стоянку партии вблизи ж. д. — из-за чрезвычайной трудности передвижений по бездорожной степи, пересеченной арыками и пашнями. Полные анализы обазцов ныне производятся в Центральной Химической Лаборатории в Ташкенте, после чего окончательно выяснится природа и состав селитры на найденных в Казакстане новых месторождениях.

Для выяснения вопроса водоснабжения, почти не пришлось пользоваться буровым инструментом (исключение Байракум), вследствие наличия поблизости месторождений колодцев, где приток воды определялся пробной откачкой ведром.

На тех месторождениях, где источником воды могут служить протекающие вблизи арыки (Чультюбе) приблизительно измерялось живое сечение, скорость и выяснялась питающая водная артерия.

Полевые работы начались в середине августа и закончились в середине октября 1926 г.

12/I 1927. Кзыл-Орда.

Горн. инж. П. В. Кулибин.

Работы Химугля по обследованию украинских месторождений графита.

(Предварительное сообщение).

Графитное предприятие Химугля состоит из завода в г. Мариуполе (бывш. С. В. Рутченко) и рудников: Старо-Крымского, находящегося вблизи села Старый Крым, на реке Кальчик в 10-ти *км* от Мариуполя, и Петровского, лежащего на балке Власовой близ села Петрово в Криворожском округе. Графитное дело перешло в ведение Химугля с лета 1925 года.

В течение первого года работы выяснилось, что запасы руды как в Старо-Крымском, так и в Петровском рудниках незначительны и близки к истощению. В виду этого летом 1926 года было предпринято обследование района Старого Крыма, района известных из литературы проявлений графитоносности по реке Берде и ее притокам, а также района Петровского месторождения, с целью выбора мест для промышленной разведки на графитную руду.

Обследование района Старого Крыма было произведено только по правому берегу р. Кальчик от балки Поповой, проходящей с юга от Старого Крыма, до балки Пултарак, лежащей в 6 *км* севернее. Вглубь плато по балкам местность обследована на 3 — 4 *км*.

Плато сложено массивными гранитами и гранито-гнейсами. Ближе к берегу р. Кальчик, в части, начинающейся непосредственно от северной окраины села Старый Крым и тянущейся на 3 *км* вверх по реке, развиты наряду с гнейсо-гранитами амфиболовые породы. Общее направление сланцеватости на юго-восток с крутым западным падением. Весь комплекс пород в этой части прорезан многочисленными жилами пегматита и аплита по разным направлениям.

Проявления графитоносности замечены, кроме участка нашего Старо-Крымского рудника, в трех местах: 1) По правому берегу балки Поповой за последними усадьбами с. Старый Крым. В этом месте в балку Попову впадает древняя балочка, доверху заполненная песками и галечником, вероятно, относящимися к палеогену. Узенький мысок, образуемый балками, представляет со стороны балки Поповой почти вертикальную стену высотой в 4 *м*, состоящую из мелко-слоистого, сильно выветрелого гнейса; на протяжении 10 *м* в стенке наблюдаются четыре тоненьких жилки графита. По простиранию на Ю.-В. жилки срезаются боковой балкой и закрыты мощными песками; на С.-З. жилки уходят под русло реки; левый берег балки покрыт глубоким наносом. 2) В правом берегу Кальчика, в 300 и 600 *м* севернее впадения балки Михалетти, среди сильно выветрелых слоистых пород (биотитовых, или хлоритизированных амфиболовых гнейсов) наблюдается несколько небогатых жилок графитной руды. 3) На плато между

балками Михалетти и Пултарак имеется проявление графитоносности в первой (с юга) безименной балочке, лежащей в расстоянии 1,2 *км* на С.-В. от Старо-Крымского рудника. В западной ветви этой балочки среди сильно разрушенных выветриванием сланцеватых пород, прорезанных по разным направлениям жилами пегматита, найдены также несколько жилок графитной породы. Все эти указанные выше проявления графитоносности особого интереса не представляют.

Графитные жилы представляют собой пачки слюдистых пород, проникнутые мелкими чешуйками графита. Оруденение графитом непременно связано с присутствием жилок пегматита или аплита, залегающих параллельно сланцеватости; часто в тонких прослоях пегматита, находящихся в графитоносной породе, также имеется графит в виде крупных чешуек. Замечено, что графит встречается только в местах, где породы подверглись значительному глубинному выветриванию: полевые шпаты пегматитов и гнейсов в бо́льшей или ме́ньшей степени каолинизированы, амфиболы обратились в бурую глинистую массу, с чешуйками хлорита.

Текстура пород, особенно пегматитов, однако, сохраняется неизменной. Графитная руда представляет собою смесь чешуек графита со слюдой, хлоритом, каолином, глиной и зернами кварца различной величины.

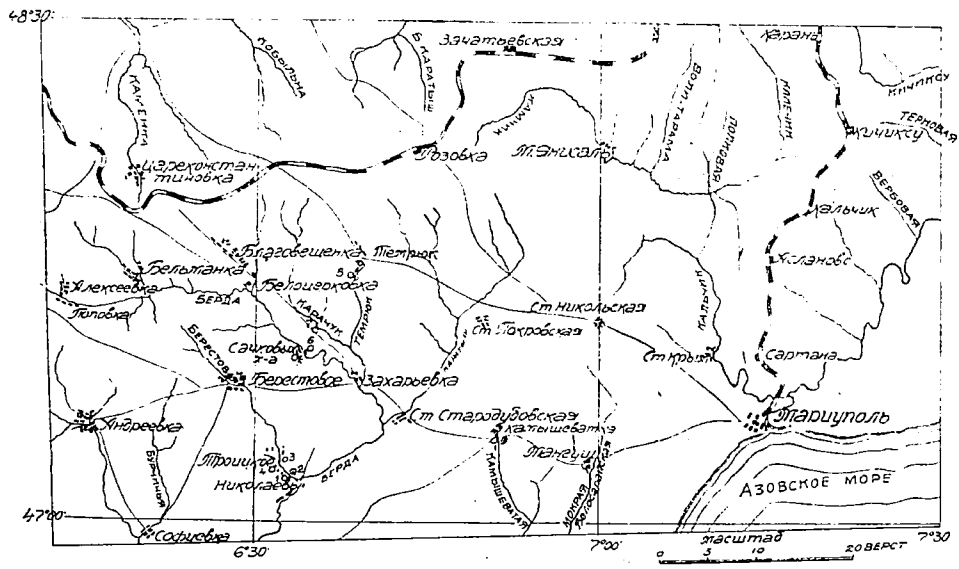


Рис. 1. Карта расположения графитоносных участков в Мариупольском округе, обследованных Химуглем в 1926 г. №№ 1, 2, 3 и 4—Троицкие участки № 5—участок у Сачковых хуторов; № 6—Вишняковский участок; № 7—Каратюкскай участок; № 8—Темрюкский участок; № 9—участок близь Камышеватки.

Содержание графита во всех трех местах невысокое. Анализов не производилось, но по наружному виду руды значительно слабее наших Старо-Крымских; вероятно, содержание графита в них не превышает 10—12%.

Месторождение в Поповой балке никакого практического интереса не представляет: оно, повидимому, бедно, закрыто мощными наносами и неудобно для эксплоатации подземными работами, так как выходит в русло реки, а потому несомненно приток воды в подземных работах был бы значительный.

Из остальных двух бо́льший интерес представляет месторождение в безыменной балочке. Вследствие отсутствия здесь наносов, разработка его могла бы вестись открытым карьером. Разведка здесь может быть поставлена во вторую очередь.

Весьма большой интерес представляют месторождения графитных руд в бывшем Бердянском уезде по рекам Килтичьей, Берде и ее притокам. Графит здесь известен на большем пространстве, от Андреевки и Николаевки на юге, до Поповки и Темрюка на северо-западе и севере, т. е. на площади свыше 400 *кв. км*. Химуглем было произведено обследование части этого района в окрестностях села Троицкого, у Сачковых хуторов, у хутора Вишняка, по реке Каратюк и около села Темрюк, рис. 1.

Район села Троицкого. Село Троицкое, составляющее С.-З. часть села Никола́евки, широко раскинулось по долине р. Берестовой, начиная от ее впадения в р. Берду и по многочисленным балочкам, притокам р. Берестовой. В районе с. Троицкого нами было обследовано 4 участка, на которых в 1924 г. и 1925 г. производилась кустарная добыча графитной руды.

1. По правому берегу р. Берестовой, у ее впадения в р. Берду, развиты мелкослоистые гнейсы, большей частью значительно выветрелые и прорезанные многочисленными жилами аплита и пегматита, также часто в значительной степени каолинизированных. Инъекция происходила преимущественно послойно, хотя наблюдаются часто и секущие жилы и линзообразные включения. Послойная инъекция настолько густа, что местами на одном погонном метре можно насчитать до десятка смен слоев гнейса слоями пегматита.

В сотне метров за первой поперечной балочкой гнейсы сменяются плотными мелкослоистыми амфиболовыми сланцами, которые тянутся по берегу на расстоянии около 300 *м*, и близ первой усадьбы с. Троицкого сменяются снова гнейсами. На границе между амфиболовыми сланцами и гнейсами выходит довольно мощная жила белого пегматита. Выделения графита наблюдаются в амфиболовых сланцах и в следующих за ними гнейсах.

Первые две жилы графита находятся в 100 *м* от начала выходов амфиболовых сланцев. Они были вскрыты и разрабатывались небольшими карьерами. Простирание их согласно с сланцеватостью пород, близкое к меридиональному, при довольно пологом западном падении. Одна из них имеет мощность в полуобрушенном забое до 2.5 *м* другая до 0,60 *м*. Представляют они собой пачки совершенно разложенного амфиболового сланца, проникнутые мелкими чешуйками графита. Зальбанды жил — те же сланцы, но почти неразложенные. Дальше на запад, в 200 *м*, за поперечной маленькой балкой, в откосе берега имеется еще одна тоненькая жилка графита по простиранию амфиболовых сланцев, а немного выше ее следы двух старых карьеров, которыми были выбраны две линзы графитной руды, направлены почти вкрест простирания сланцев.

Далее амфиболовые сланцы сменяются гнейсами, прорезанными обильными жилами пегматита. Здесь тремя небольшими карьерами, расположенными на протяжении 70 *м* вскрыты 3 небольших жилы графита; лучшая из них имеет около 1,0 *м* мощности. Все жилки находятся в породах, подвергшихся глубинному разложению, и связаны с присутствием линз, или прожилков пегматита. Рудные тела имеют весьма неправильную форму и чрезвычайно непостоянны по протяжению.

Участок этот очень мало разведан. По простиранию графитные жилы не прослежены; *мощность толщи графитоносных пород не выяснена; карьеры, вскрывшие случайно* найденные жилы, расположены настолько далеко один от другого, что можно предполагать в промежутках между ними еще ряд жил неоткрытых. Оруденение, однако, здесь не богато и, вероятно, может быть оценено в 10—12% графита.

2. Второй участок расположен на левом берегу р. Берестовой немного выше первого, под усадьбами крестьян Байгуша и Шияна и по балочке между ними. Здесь находятся разрушенные мелкослоистые гнейсы, прорезанные многочисленными жилами пегматита: залегание неспокойное: в одном из старых разрезов отчетливо наблюдается мелкая волнистая складчатость. Комбинируя данные трех, имеющихся здесь, старых разрезов, можно насчитать до 12 жил графита на протяжении около 50 *м*. Мощность жил от 0,10 до 1,0 *м*. Оруденение небогатое. Крайняя на восток жила интересна тем, что имеет очень мелкораздробленный, черный графит. Форма жилок также очень неправильна. Возможно, что графитоносная толща этого участка представляет собой продолжение свиты первого участка.

3. Третий участок расположен на север от первых двух приблизительно в 3 *км* по балочке Добрицына (она же Цюцюрина), впадающей слева в р. Берестовую в 1/4 *км* к северу от Троицкой церкви. Здесь открытым разрезом, имеющим глубину около 12 *м* и ширину 3,5 *м*, вскрыта толща „синьки", почти вертикально падающая среди разрушенных гнейсов. Гнейсы прорезаны жилками пегматита. „Синька" представляет собой тонкозернистую песчаную массу, связанную глиной и равномерно проникнутую мелкораздробленным графитом, который и дает этой породе синюю окраску. Мощность синьки около 3 *м*; в ней имеется несколько линз и неправильных прожилков, обогащенных рыхлым мелкокристаллическим графитом. Простирание пород юго-восточное. В 30 *м* на С.-З. сделан неглубокий разрез, которым встречена „синька" с включением графита. Балочка идет вкрест простирания пород, в обнажениях гнейса вниз по балочке графита больше не видно. К востоку от разреза, коренные породы покрываются грубозернистым песчаником с конгломератом из гальки подстилающих пород.

4 Четвертый участок расположен в $2^1/_2$ *км* на С.-З. от предыдущего на правом берегу реки Берестовой, в 0,75 *км* на С.-В. от могилы Стеклянной по балочкам Кушнарева и Гурьева.

Здесь также были эксплоатационные мелкие работы: были нащупаны три жилки графитной руды и выбраны по простиранию на 8—10 *м*, а в глубину до 3 *м*. Породы— совершенно каолинизированные гнейсы с сохранившейся, однако, слюдой, прорезанные пегматитовыми жилками. Осмотр карьеров и многочисленных естественных обнажений по соседним балочкам показал, что здесь имеется целая свита графитных прожилков, прослеживаемая на 100 *м*. Руда невысокого качества 8—10% углерода,но добыча ее будет дешевая.

Месторождения графитной руды в районе с. Троицкого безусловно заслуживает внимания. Все они не разведаны; в них разрабатывались случайно найденные жилы.

Систематическая разведка может найти новые жилы по соседству со старыми. Подробное геологическое изучение района может дать указания для поиска новых графитоносных участков. Наиболее скорые результаты даст, повидимому, разведка участка № 4. Эта разведка намечается нами во вторую очередь.

Сачковы хутора лежат на правом берегу р. Берды в ее среднем течении. В этом районе в 1916 году велась довольно интенсивная кустарная разработка графитной руды, помощью ям и мелких шурфов. В настоящее время от этих работ остались только следы. Графитоносность сосредоточена здесь по балочке Мухи, впадающей в р. Берду среди хутора. Породы — амфиболовые сланцы и мелкослоистые гнейсы, подверглись глубинному выветриванию. Много пегматитовых жил. По этой балочке, приблизительно в 1 *км* от хутора, в левом берегу по водомоине наблюдается две жилки небогатой графитной руды в разрушенном гнейсе. Так как по слухам руда в этом районе недурного качества и встречались значительные раздутия в жилках графита, желательно было бы поставить здесь систематические разведки во вторую очередь.

Вишняков хутор находится на левом берегу р. Берды, против Сачковых хуторов. У самого хутора, на бугре, ниже ветряной мельницы Ревы, обнаружено было весьма интересное проявление графитоносности. Берег, полого спускающийся к пойме реки, сложен массивными, крупнозернистыми гранитами; среди гранитов тянется в северо-восточном направлении полоса биотитовых и амфиболовых сланцев, значительной мощности. Сланцы прорезаны многочисленными жилами пегматита как по сланцеватости, так и по другим направлениям и подверглись интенсивному глубинному выветриванию.

В сланцах наблюдаются обильные включения графита неправильной формы, но приуроченные к определенным направлениям. Кустарные эксплоатационные работы начаты были здесь Мариупольским Управлением Химугля еще в 1925 году. Отдельными небольшими разрезами было вскрыто не менее пяти жил графитной руды, с достаточной мощностью и хорошего качества. Довольно значительное распространение выходов графитных пород и отсутствие глубоких наносов делали это месторождение, заслуживающим особого внимания. Здесь было решено поставить систематическую разведку в первую очередь.

Графитоносный участок на реке Каратюк лежит прямо на север от Вишнякова, хутора через водораздел на расстоянии около 2.5 *км*. Он расположен на правом берегу р. Каратюк, приток р. Берды. От этого участка вниз по течению речки тянутся мощные черные амфиболовые сланцы на 3 *км* до дороги из Захарьевки на Темрюк. На графитоносном участке залегают биотитовые сланцы, прорезаные многочисленными жилами пегматита и подвергшиеся сильному выветриванию; выше по течению реки в них наблюдается довольно значительная интрузия гранита. Близ хутора Лебедя, лежащего в 0.6 *км* от участка, снова появляются выветрелые биотитовые сланцы. В откосе берега под усадьбой Лебедя можно наблюдать ряд небогатых графитных жилок в разрушенном мелкослоистом сланце. Дальше за хутором появляются снова массивные амфиболовые сланцы.

На графитном участке был небольшой карьер, которым выбиралась жила графита мощностью до 4 *м* на протяжении нескольких десятков метров и до 7 *м* в глубину. Жила залегает в совершенно каолинизированных сланцах. Первоначальное обследование показало, что по соседству с карьером имеется еще целый ряд выходов графитной руды, а потому этот участок был назначен для разведки также в первую очередь.

Темрюкский графитный участок лежит между селом Темрюк и Вислой Могилой, по правому берегу речки Темрюк. Он находится в 10 *км* к северо-востоку от Вишнякова хутора. Тут находятся амфиболовые сланцы, подвергшиеся такой обильной послойной инъекции пегматита, что местами последний преобладает.

Здесь также велась в небольших размерах беспорядочная кустарная добыча руды. Предварительное обследование показало, что выходы графитной руды тянутся на большом протяжении от южной окраины села до Вислой Могилы, лежащей в 0.8 *км* южнее. Этот участок был также назначен к разведке в первую очередь.

Близ села Камышеватка, лежащего в 15 *км* за Мангушем по большой дороге из Мариуполя в Бердянск. Это месторождение находится в 2 *км* к югу от с. Камышеватки по правому берегу Демьяновой балки против хутора того же имени. Расстояние от Мариуполя около 33 *км*.

В откосе берега наблюдается довольно мощный выход розового пегматита; справа от него прослой мелкослоистого гнейса, мощностью около 0,8 *м*, с небогатым оруденением графитом. Дальше идет толща также мелкослоистых сильно выветрелых гнейсов, переслаивающихся с тонкими жилками пегматита. Кое-где в этой толще заметны слои, слабо пропитанные графитом. Само по себе это месторождение интереса не представляет, но полезно было бы произвести подробное обследование этого района.

Разведки 1926 г. Целью произведенного обследования был выбор для разведки таких месторождений, которые могли бы сменить Старо-Крымское. Ассигнованная на разведки сумма была очень невелика. В виду этого нужно было выбирать для разведки такие места, где результаты можно было бы получить быстро и с небольшими затратами. По этим соображениям мы остановились на разведке в первую очередь трех месторождений: Вишняковского, Каратюкского и Темрюкского. Разведки были произведены в течение августа—октября 1926 г. Результаты были следующие.

Тектоника всех трех участков, подвергшихся разведке, одинакова. Коренные породы: гнейсы или биотитовые сланцы с подчиненными им редкими пластами тонко зернистых кварцитов (графитный сланец), имеющие в общем С.-В простирание, разорваны и покручены интрузией пегматитов. Характерна, именно, эта покрученность, выражающаяся в том, что как отдельные пачки сланца имеют свилеватую структуру, так и на отдельных участках в несколько десятков метров породы лежат не параллельно, а сходятся и расходятся. В поперечных разрезах видно, что простирание сланцеватости на протяжении нескольких десятков метров меняет свой азимут в пределах до 80° и крутое Ю.-В падение на С.-З, и обратно.

Пегматиты секут сланцы по всем направлениям, хотя преобладающим является направление по сланцеватости. Форма интрузии весьма разнообразна; начиная от тонкой послойной инъекции в 2—3 *см* толщиной и кончая штокообразными массивами в несколько десятков метров мощностью.

Скопления графита находятся не на всей площади сланцев, а в определенных участках их,—графитоносных зонах. Эти зоны вытянуты обычно вдоль направления сланцеватости. Породы в них всегда, в большей или меньшей степени, подвергались выветриванию: полевой шпат пегматитов полностью, или частично обратился в каолин; биотит сланцев, частью хлоритизирован, частью обратился в охристую глинистую массу. В пределах графитоносных участков графит в небольших количествах встречается почти во всех слоях, но некоторые слои или пачки слоев бывают обогащены графитом значительно более, чем прилагающие к ним, образуя как бы пластовые жилы. Когда обогащается слой сланца, графит в нем находится в виде мелких чешуек; в обогащенных графитом пегматитовых прослоях чешуйки графита значительно крупнее. Хотя жилы графита и приурочены к определенным слоям пород, но, как слои покручены и прерываются поперечными интрузиями пегматита, так и жилы графита крайне неправильны. Как в направлении простирания, так и по падению, они быстро меняют мощность, раздвояются, выклиниваются, или просто обрываются. Это, в сущности говоря, не жилы, а ряды неправильных включений, вытянутых в определенном направлении.

Оруденение связано с пегматитами: вдали от них нет графита. С пегматитами же связано выветривание пород. Особенно сильно выветривание там, где наблюдается мелкая чередуемость слоев основной породы с пегматитом. Выветривание распространяется в определенных слоях на глубину, тогда как неподалеку выходы тех же пород на поверхность совершенно свежи. Все это указывает на пневматолитические процессы, связанные с интрузией пегматита. Этим процессам обязан своим происхождением и графит [1]).

Таков характер и Старо-Крымского, и всех осмотренных месторождений.

Неправильное залегание графитных включений затрудняет подсчет запасов; этот подсчет можно производить для месторождений такого типа только статистическим методом. Для этого нужно иметь возможно бо́льшее количество поперечных разрезов графитоносной толщи и для каждого из них подсчитать сумму мощности пересеченных прослоев руды. Рудные тела, не встреченные одним разрезом, будут пересечены в следующем. Для каждого промежутка между разрезами можно брать при подсчете среднюю мощность. Это допущение возможно только для небольших глубин и то лишь в том случае, если распространение руды в глубину проверенно в некоторых рудных телах шурфами. В частности, по отдельным участкам разведки дали следующие результаты: на Вишняковском участке разведочными работами покрыта площадь размером около 500 *м* вкрест и около 250 *м* по простиранию, всего около 7 гектаров.

Разведки велись канавами; наносы не превышают в среднем 1,0 *м*. Основная канава, пройденная в западной части участка на склоне в долину р. Берды, длиной около 320 *м* показала, что оруденение сосредоточено в южной части участка; здесь на протяжении 140 *м* пересечено до 14 графитных включений мощностью от 0,40 до 10,10 *м*; северная часть канавы прошла по плотным, мало выветренным амфиболовым сланцам с несколькими, удаленными друг от друга, прослоями пегматитов, без признаков графита.

Дальнейшими работами графитоносная толща была прослежена по простиранию на 250 *м* канавами через 50 *м* и тремя промежуточными. Всего пройдено с основной девять канав. При этом было выяснено, что первая графитоносная толща на расстоянии 150 *м* от основной канавы на С.-В. выклинивается, но севернее ее появляется новая графитоносная толща, из которой нами была прослежена на 100 *м* только одна хорошая жила, мощностью от 2,30 до 6,30 *м*. Эта вторая графитоносная толща за поздним временем недоразведана.

В разных местах участка было задано три шурфа. В одном графитная руда выклинивалась на 5,0 *м*, и до глубины 9,0 *м* прожилков не встречено; в другом шурфе жила ушла в стенку на глубине 9,50 *м*; в третьем шурфе жила оборвана пегматитом на 11,50 *м*.

[1]) См. статью Сердюченко в № 5/6 журнала „Минеральное сырье", где автор высказывает другой взгляд на происхождение графита. *Ред.*

Первая графитоносная толща имеет, повидимому, линзообразную форму и вытянута в С.-В. направлении. На Ю.-З. от основной канавы она не разведана, так как уходит под глубокие аллювиальные отложения долины р. Берды. В основной канаве мощность графитоносной толщи 144,0 *м*, а сумма графитных включений в ней 47,25 *м*. В направлении на С.-В. толща изменяется следующим образом:

№№ канав	Расстояние от первой	Мощность толщи	Сумма графитных прослоев
8	25 *м*	96,0 *м*	16,13 *м*
4	50 „	82,0 „	9,20 „
2	100 „	46,5 „	18,45 „
6	125 „	32,0 „	5,80 „
9	137,5 „	13,0 „	3,80 „
5	150 „	1,5 „	1,50 „

Запасы графитной руды в разведанной части первой толщи исчислены до глубины 11,0 *м* в 33.000 тонн.

Запасы в разведанной части второй толщи исчислены до той же глубины в 10.000 *т*. Конечно, этими цифрами запасы месторождения не исчерпываются, так как, с одной стороны, залежи графита распространяются в обе стороны за пределы разведанного участка, а с другой стороны—несомненно, что графит будет и на глубинах значительно больших, чем 11 *м*. На Старо-Крымском руднике оруденение распространяется ниже глубины 20 *м*. Учитывая это обстоятельство, а также распространение оруденения за пределы разведанной части, можно предполагать, что запасы Вишняковского участка будут более 100.000 *т*.

Руда Вишняковского участка не особенно богата. Средний анализ взятых в канаве № 1—14-ти проб дает 6,32% графитного углерода (колебания от 3,61 до 11,28%); в канаве № 4—9 проб дали в среднем 6,41% (колебания от 3,64 до 11,78%) и в канаве № 2—5 проб дали в среднем 7,66% (колебания от 5,48% до 10,26%). Однако, эти цифры не характерны, так как пробы в канавах брались с малой глубины—0,50 до 2.0 *м*, т.-е. почти непосредственно под наносом. Между тем, несомненно, что на хвостах жил происходило частичное окисление графита. Это видно уже по цвету жил: при небольшом углублении по жиле она темнеет. Проверено это и шурфами: жила шурфа № 1 имела в канаве на глубине 1,0 *м* 6,55%, на глубине 7,20 *м* дала 18,11%; жила шурфа № 3 в канаве на глубине 1,40 *м* имела 10,38%, а на глубине 5,47 *м*, 14,28%.

Вероятно, можно рассчитывать, что среднее содержание углерода в Вишняковских рудах будет в среднем около 10—12%. Графит исключительно чешуйчатый, часто даже крупночешуйчатый.

На Каратюкском участке условия залегания графитной руды для разведок менее благоприятны. Начиная, примерно, с горизонтали 10,0 *м* над рекой, коренные породы прикрыты отложениями, относящимися, вероятно, к палеогену; отложения эти континентального типа: хрящ кристаллических пород, косослоистые пески, с линзами плохо отсортированного каолина и бурые глины.

Основной разрез, сделанный по откосу берега вкрест простирания пород, на протяжении 280 *м* пересек до 29 прослоев и жил графитной руды мощностью от 0,20 до 4,0 *м*; сумма графитных прослоев составляет 27,62 *м*. Возможно, что еще не вся графитоносная толща пересечена разрезом. Однако, явления выветривания сильно ослабевают к внешним концам разрезов, а потому возможность нахождения новых значительных выделений графита мало вероятна.

Второй разрез был сделан в 45 *м* к западу; здесь нанос во многих местах достигал 4 *м* и более; в виду этого, разрез вышел не полным: во многих местах до коренных пород канава не добралась. Поэтому было решено ограничиться разведкой средней части графитоносной толщи, где в нижнем разрезе на протяжении 89 *м* было пересечено 6 рудных слоев общей мощностью в 15,27 *м*. В следующей на запад канаве № 2 этим 6-ти прослоям соответствуют 4 с суммарной мощностью в 12,82 *м*.

Канава № 9 была заложена в 55 *м* к западу от № 2 по простиранию графитоносной свиты. Здесь мощность третичных отложений достигает уже 9 *м*. Графита в ней не встречено. Так как длина канавы была невелика, осталось невыясненным, выклинивается ли руда, не доходя до канавы № 9, или же свита отклоняется и не попала в канаву.

Три шурфа были пройдены по трем разным графитным прослоям. В шурфе № 1 графит выклинился на глубине 8,5 *м*, но квершлагом, пройденным на глубине 15,35 *м*, в 2,5 *м* от шурфа встречен снова графитный прослой мощностью в 1,0 *м*.

В шурфе № 2 графит кончился на 13,2 *м*; в шурфе № 3 графит ушел в стенку на глубине 9,50 *м*.

Средний анализ проб, взятых по канавам №№ 1 и 2, дал 9,45% графитного углерода (колебания от 3,58 до 13,45%); среднее по канавам №№ 3,4 и 5—6,34% (коле-

бания от 3,23 до 11,0%). Разница в этих двух средних величинах, повидимому, подтверждает факт окисления графита на выходах жил, так как в нижних канавах №№ 3, 4 и 5 наносы невелики и жилы часто выходят прямо под дерном, а в канавах №№ 1 и 2 мощность наносов достигает 4 *м*, а потому графит лучше предохранен от поверхностного выветривания. Средний анализ проб из шурфов дал 11,10% графитного углерода.

Характерной особенностью Вишняковской и Каратюкской руд является присутствие значительного количества карбонатов; содержание углекислоты в отдельных пробах достигает до 21,0% (весовых), в среднем же около 6%. В кусках руды, а также в образцах промежуточных пород по трещинам можно наблюдать тонкие кристаллические корочки кальцита. Явление это распространяется и в глубину, напр., проба из шурфа № 2 Каратюк с глубины 10.20 *м* дала 9,28% углекислоты.

Запасы руды на Каратюкском участке определены только для разведанной средней части свиты между канавами № 2 и № 4 до глубины 13,0 *м* в 17.500 тонн.

Разведки на Каратюкском участке не могут считаться законченными. Нужно разведать еще северную свиту графитных прослоев, а также проследить первую свиту по простиранию на запад. Это удобнее будет сделать подземными работами—штреком из карьера, каковой предполагается открыть для эксплоатации разведанной части.

На участке по р. Темрюк разведки открыли интересные перспективы, но совсем не закончены.

Канавой № 1, поднимающейся от реки на крутой берег, пересечена графитоносная толща мощностью в 33,12 *м* с числом графитных прослойков до 20, из коих только один имеет мощность 4,74 *м*, а остальные от 0,10 до 0,60 *м*. Простирание на С.-В. 15—20°. В северном направлении графитоносная толща в расстоянии 75 *м* уходит под ближайшую усадьбу, в южном она прослежена рядом канав, которые дали следующие результаты:

№№ канав	Расстояние от предыдущ.	Мощность толщи.	Сумма прослоев графита.
7	50 *м*	34,15 *м*	6,60 *м*
2	50 „	60,53 „	10,83 „
4	100 „	55,95 „	16,50 „
5	100 „	10,95 „	10.95 „
6	100 „	не окончена.	

В канаве № 4—16,50 *м* графитной руды распределяется на 9 прослоев мощностью от 0,60 до 4,50 *м*. Канавы № 5 и № 6 спускаются в речную террассу р. Темрюка и, вследствие глубоких наносов (аллювиальные глины) и грунтовой воды, не дошли в нижней части своей до коренных пород. В канаве № 5 пересечен был пока только один прослой руды, мощностью в 10,95 *м*. Таким образом, графитоносная толща была прослежена канавами на 375 *м* по простиранию. Она тянется гораздо дальше, потому что в естественных обнажениях по поперечным балочкам выходы графитной руды видны до Могилы Вислой, лежащей на берегу реки в 0,8 *км* ниже наших работ.

Если подтвердится намечающееся увеличение мощности графитных прослоев в направлении на юг, то это месторождение будет иметь серьезное значение.

Шурфов здесь пройдено не было, а потому о качестве руды можно судить только по анализам проб, взятых с выходов жил. Средний анализ 7 проб из канавы № 1 дал 6,04% графитного углерода при колебаниях от 2,95 до 12,15%; по канаве № 2 среднее из 9 анализов—6,00% при колебаниях от 3,75% до 13,48%, по канаве № 4—9 анализов дали в среднем 5,26% при колебаниях от 4,55 до 6,44%. Так как наносы в первых канавах здесь неглубоки, то поверхностное скисление было, вероятно, значительное.

Средние анализы, как мы видим, близки к Вишняковским, а потому можно предполагать, что на Темрюкском участке с глубиной также будет наблюдаться значительное обогащение руды графитом.

Если графитоносная толща с мощностью графитных прослоев около 10 *м* протянется здесь на 600 — 700 *м* то весьма вероятно, что запас этого месторождения до скромной глубины в 20 *м* можно будет считать не менее 200.000 тонн.

Произведенное нами обследование отнюдь не может претендовать на полноту, но оно в достаточной степени выявило перспективы Бердянского района, в отношении нахождения графитной руды.

Из десятка известных уже мест нахождения руды мы взяли, можно сказать, наудачу три участка. Небольшие разведки показали, что предполагаемые запасы руды на этих участках можно считать в 300—400 тысяч тонн. Так как эти участки существенно не отличаются от прочих, то общая сумма запасов известных до сих пор месторождений в районе должна быть цифрой порядка более одного миллиона тонн. Кроме того, не может быть сомнений в том, что в этом районе, при более внимательном обследовании, будет найдено много новых месторождений. Руды небогаты, но условия их залегания в большинстве случаев дают возможность добычи открытыми работами, следовательно,

руда будет дешевая. Предварительные опыты с Вишняковской и Каратюкской рудой показали, что они легко поддаются обогащению. Продукт можно будет получить высокого качества—чешуйчатый графит.

Повидимому, имеются все данные к тому, чтобы развить в этом районе значительную добычу графитной руды. Непременным условием для этого является устройство обогатительной фабрики где-нибудь в центре, например, на р. Берде, около Вишнякова хутора, так как бедные руды не выдержат высокой стоимости перевозки в Мариуполь.

Петровское графитное месторождение Криворожского округа на Власовой балке известно уже давно и эксплоатируется с начала девятисотых годов. В литературе имеется несколько описаний его, расходящихся между собой; все описания относятся к периоду до эксплоатации или к началу ее. Несмотря на давнее существование рудника, фактических данных для выявления деталей залегания графита имеется очень мало.

Планы выработок весьма неполны;на них нет указаний, какие выработки пройдены по руде, какие по пустой породе; неизвестны даже горизонты выработок; геологических записей никаких нет. Все старые выработки завалены и недоступны для осмотра.

Для выяснения характера месторождения приходилось пользоваться устными описаниями и осмотром современных немногочисленных выработок.

Эксплоатационные работы велись, главным образом, на участке А, расположенном на правом берегу Власовой балки в $1^1/_2$ *км* от впадения ее в р. Ингулец.

По этому берегу тянется, на 1 *км* к З. и на $^1/_2$ *км* к В. от участка, мощный выход белого пегматита. Гривка выхода его в пределах участка идет в Ю.-З. направлении, имея видимое падение около 45° на Ю.-В. На пегматите лежит совершенно каолинизированная слоистая порода, повидимому—гнейс. В этой породе попадаются глыбы неправильной формы, окремненные до неузнаваемости, или состоящие из бурого халцедона. Дальше начинается собственно графитоносная толща, хотя небольшие графитные включения попадаются и в гнейсе.

Графитоносная толща состоит из глинистых сланцев с подчиненными им железистопесчаными и кварцитными прослоями. Эти породы равномерно пропитаны мелкораздробленным графитом и прорезаны тонкими жилками кварца и пегматита. Весь этот комплекс пород, очевидно, под влиянием пневматолиза, разложен: сланцы обратились в синюю пластичную глину, пегматиты—в прослои каолина, железистые прослои дали охру. Зона выветривания проникает на глубину более 30 *м* (глубина, достигаемая выработками).

Пластичная графитоносная толща имеет С.-В. простирание с общим падением, довольно пологим, на Ю.-В. Она имеет вторичную складчатость пологими волнами с С.-В.—же простиранием.

Кроме равномерно распределенного в синей глине графита, в толще имеются неправильные включения богатой мелко-чешуйчатой рыхлой руды. Синька имеет 8—15% графитного углерода, богатая руда—до 60%. Эта богатая руда и служит предметом эксплоатации. Она залегает тонкими прожилками, по напластованию, в синьке близ прожилков каолина, т. е. разрушенных пегматитов.

Прожилки руды, обычно тоненькие, местами раздуваются в линзы и мешки, достигающие редко до 2 *м* в поперечнике, чаще же рабочие прожилки имеют мощность 0,20—50 *м*. Довольно распространенной формой являются узкие (1 — 2 *м*) мешки руды, изгибающиеся по мелкой складчатости породы и тянущиеся по нескольку метров по диагонали к общему простиранию. Такие рудные скопления попадаются на разных горизонтах, начиная с глубины 8 и до 25 *м*. На руднике сохранилось предание, что имеется три горизонта таких рудных скоплений, но за отсутствием планов и записей, проверить это положение нельзя. Отсутствие этих данных не дает возможности уловить характер распределения богатых рудных включений. Площадь их распространения, повидимому, ограничена пространством около 40 *м* вкрест простирания и около 120 *м* по простиранию. На этом маленьком пространстве было пройдено для эксплоатации около полусотни щурфов и дудок. Повидимому, все запасы здесь исчерпаны. Довольно многочисленные шурфы, которые закладывались для разведки вне этой площади, давали, по большей части, неблагоприятные результаты. Все они, однако, были пройдены на недостаточную глубину.

Кроме участка „А", у самого села Петрово (на „Горбах") на берегу Ингульца, имеется второй участок — „Б". Он разрезан небольшой, но глубокой балочкой вкрест простирания пород и имеет благодаря этому прекрасные естественные обнажения. Строение его в общих чертах сходно с участком „А". В верховьях балочки лежат совершенно каолинизированные гнейсы. На них графитные сланцы, обращенные в синюю глину с включениями богатой руды; на них ближе к реке менее разложенные глинистые и песчано-железистые сланцы и слоистые слабые кварциты. В этой сланцевой толще пачка графитного сланца мощностью 15 *м*. Эти сланцы настолько богаты графитом, что во время войны разрабатывались и после перемола, будто-бы, шли прямо на рынок, как литейный графит.

Рудные включения в синьке здесь, как показали разведки, недостаточно мощны, чтобы их можно было работать.

Истощение богатых графитных руд вынудило нас взяться за поиски новых участков. Произведенное нами обследование указало, что в районе балки Власовой

имеются обильные выходы графитных сланцев. Некоторые мощные пачки их показали содержание до 21% графитного углерода. Выходы прослежены на протяжении около 2 *км*. В настоящее время там ведутся разведочные работы с целью выяснения границ распространения графитных сланцев, числа, положения и качества наиболее богатых пачек их, условий залегания, контактов с изверженными породами. Вместе с этим будут выявлены участки залегания, где наблюдаются скопления богатых выделений графита.

Но, по всей видимости, главное значение Петровского месторождения не в этих богатых скоплениях.

Распространение этих первосортных руд ограничено. Условия их залегания требуют для добычи подземных работ; неправильное распределение включений в графитоносной толще не дает возможности вести планомерную подготовку и добычу. Небольшие размеры отдельных включений и разбросанность их делают добычу руды очень дорогой. При таких условиях вырабатывать многочисленные тонкие прожилки нет расчета, а потому значительное количество руды бросается в недрах.

За все время существования Петровского рудника из него добыто около 2,700 *т* богатой руды. Этот участок уже почти полностью выработан. Если найдутся новые обогащенные графитом участки, запасы их будут выражаться, вероятно, цифрами такого же порядка. Нельзя строить серьезное производство на таких ничтожных запасах руды, которая к тому же обходится дорого.

Главное богатство района — это графитные сланцы. Запасы их огромны и выразятся, вероятно, несколькими миллионами тонн. Разработка их может производиться открытыми работами, которые дадут дешевую руду. Содержание графита в них достаточное—от 8 до 20%. Нужно только выработать надлежащий метод извлечения графита из сланцев. Эту задачу Химуголь передает на разрешение нашим Исследовательским Институтам.

Харьков. 29 апреля 1927 г.

Горн. инж. С. М. Ясюкевич.

Разделение медистых сульфидов флотационным методом.

Флотационный метод разделения руд за истекшее десятилетие завоевал столь широкое поле в практике обогащения руд, что в настоящее время трудно найти такой концентратор, где бы в бо́льшей или ме́ньшей мере не было бы флотации. В обзоре за 1925 г. американский профессор Ч. Лок [1]) пишет, что за истекший год в области селективного флотационного разделения произошла глубокая революция. Концентрация по удельному весу окончательно уступила свое место новым реагентам флотации, цианистому натру и ксантату в щелочной (известковой) пульпе. Правда, до сих пор теоретическое объяснение процесса еще не дано. Известный американский специалист А. Фаренвольд [2]) указывает, что хотя много статей посвящено теории флотации, но большинство из них узки в своих выводах и полного и удовлетворительного объяснения ни одна не дает. Практика процесса флотации идет все время впереди теории, но с каждым годом все бо́льшая ясность вносится в работу флотации, а особенно с того времени, когда в исследовательскую работу был применен фотомикроскопический метод и были проведены в Американских исследовательских Лабораториях работы над чистыми сульфидными минералами.

Давно уже было твердо установлено, что при флотации, измельченного в должной степени рудного материала, играют роль лишь поверхностные грани минеральных зерен. При селективной флотации разделение одних минеральных зерен от других может быть достигнуто предварительной обработкой пульпы такими реагентами, которые бы не затемнив грани флотируемого первым минерала, затемнили грани (скрыли временно металлический блеск) всех остальных сульфидов.

В первую очередь жизнь выдвинула вопрос о разделении свинцового блеска от цинковой обманки. В 1922 г. Шериданом и Грисвольдом [3]) в Тимбер-Бьют Миллинг К° разработан метод разделения цинковых и свинцовых минералов в щелочной пульпе и применения дополнительных реагентов-цианадов.

---

[1]) Milling and Flotation—E M. J.—P., Jan. 16, 1926. p. 109.
[2]) Surface Reactions in Flotation—Min. & Metal Jan. 1924.
[3]) U. S. Patent №№ 1421585 и 1427235.

В настоящее время все обогатительные фабрики Америки, Австралии и большинство Европейских применяют, именно, этот метод разделения галенита от сфалерита. Прежде чем перейти к вопросу о разделении медистых сульфидов вкратце остановимся на основах получения чистых свинцовых и цинковых концентратов, так как этот вопрос очень интересен для нашей обогатительной практики, а также еще и потому, что в разделении свинцовых и цинковых минералов много общего для разделения медистых сульфидов от пирита, пирротина, а также и цинковой обманки.

Работы по флотации чистых сульфидных минералов и наблюдение граней последних под микроскопом установили, что на гранях свинцового блеска (рис. 1) соли цианистого натра и $Zn(CN)^2$ не адсорбируются, тогда как на гранях цинковой обманки (рис. 2), а тем более на гранях серного колчедана (рис. 3) адсорбирующий слой ложится весьма густой пленкой и, таким образом, эти два последние минерала во время флотации свинцовой пены ведут себя индеферентно и вместе с пустой породой продолжают оставаться на дне и выносятся с хвостами для дальнейшей обработки. В нижеследующей таблице I сведены результаты лабораторных работ Туккера и Хеда [1]).

Таблица I.

Зависимость процента извлечения от применения дополнительных реагентов: извести соды, цианистого натра, цинкового и медного купороса при флотации свинцового блеска цинковой обманки и пирита, в килограммах на 1 тонну:

№№ по порядку.	Известь.	Углекисл. сода.	Цианистый натр.	Цинков. купорос.	Медный купорос.	%% извлечения.		
						Свинцов. блеск.	Цинков. обманка.	Пирит.
1	Дистиллиров. вода.		—	—	—	92	62	33
2	0,45	—	—	—	—	76	74	30
3	0.91	—	—	—	—	6	56	18
4	1,36	—	—	—	—	8	36	7
5	—	0,45	—	—	—	92	70	28
6	—	0,91	—	—	—	93	70	48
7	—	1,36	—	—	—	92	68	55
8	—	—	0,45	—	—	96	82	21
9	0,45	—	0,45	—	—	93	83	8
10	0,91	—	0,45	—	—	43	82	15
11	1,36	—	0.45	—	—	32	83	18
12	—	0,45	0,45	—	—	96	88	35
13	—	0,91	0,45	—	—	97	87	36
14	—	1,36	0,45	—	—	98	85	35
15	—	—	0,45	0,91	—	93	5	27
16	0,45	—	0,45	0,91	—	94	4	25
17	0,91	—	0,45	0,91	—	26	4	15
18	1,36	—	0,45	0,91	—	15	5	8
19	—	0.45	0,45	0,91	—	94	7	34
20	—	0,91	0,45	0,91	—	94	5	21
21	—	1,36	0,45	0,91	—	96	2	12
22	—	—	—	—	0,91	—	65	38
23	—	—	0,45	0,91	0,91	—	51	30
24	0,45	—	0,45	0,91	0,91	—	42	16
25	0,91	—	0,45	0,91	0,91	—	14	21
26	1,36	—	0,45	0,91	0,91	—	10	14
27	—	0,45	0,45	0,91	0,91	—	34	24
28	—	0,91	0,45	0,91	0,91	—	31	16
29	—	—	—	0,91	0,91	—	17	16
30	—	—	—	0,91	—	90	20	45
31	0,45	—	—	0,91	—	30	21	33
32	0,91	—	—	0,91	—	7	19	19
33	1,36	—	—	0,91	—	5	16	13
34	—	0,45	—	0,91	—	77	23	49
35	—	0,91	—	0,91	—	75	24	39
36	—	1,36	—	0,91	—	73	26	38

[1]) Transaction A. I. M. M. E.—Effect of Cyanogen Compounds on flotability of pure Sulfide Minera ls.

Для опытов брались чистые минералы свинцового блеска, цинковой обманки и пирита. Измельчение велось минус 200 меш. Основные постоянные реагенты 0,418 *кг* флотационного масла № 4 от фирмы Баррет (американск.), переменные реагенты: известь, углекислая сода, цианистый натр, цинковый купорос, медный купорос в количестве 0,45 *кг*, 0,91 *кг* и 1,36 *кг* на тонну флотируемого минерала. Каждый отдельный минерал флотируется неодинаково: так в чистой дистиллированной воде, с прибавлением лишь флотационного масла, при одинаковых прочих условиях, из загрузки 1000 *г* свинцового блеска всплывает с пеной 920 *г*; из 1000 *г* цинковой обманки всплывает 620 *г* и, наконец, из 1000 *г* пирита всплывает 330 грамм, т. е. способность всплывания с флотационной пеной минеральных граней пирита, сфалерита и свинцового блеска изменяется в отношении: 1 : 2 : 3 = пирит: сфалерит: галенит.

Рис. 1. Действие $NaCN$ и $ZnSO_4$ на грань PbS.

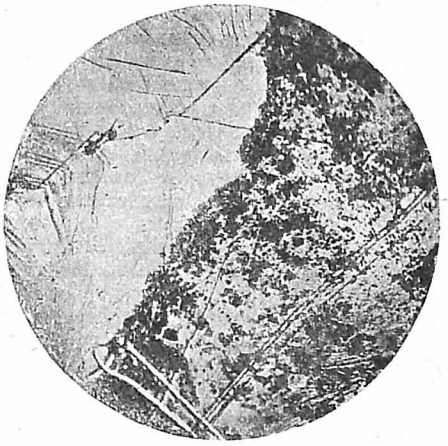


Рис. 2. Действие $NaCN$ и $ZnSO_4$ на грань ZnS.

В этой таблице особенно интересно отметить действие иона кальция, который, так же как и ион хлора, задерживает всплывание свинцового блеска. Применение цианистого натра непременно должно проводится в нейтральной или щелочной пульпе. Углекислый натр обычно осаждает гидроокись в виде углекислого кальция и вода освобождается от растворенных солей кальция, а также наступает нейтрализация кислотных примесей, заключающихся в руде или воде. Углекислый натр с тем же успехом может быть заменен едким натром.

Рис. 1, 2 и 3 ясно доказывают роль реагентов, образующих различное адсорбирование пленки на гранях сульфидных минералов. Этим путем и достигается селективное разделение, например, свинцового блеска от цинковой обманки.

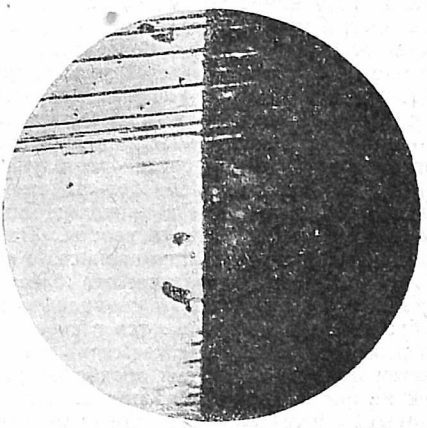


Рис. 3. Действие $NaCN$ и $ZnSO_4$ на грань FeS_2.

Комбинирование реагентов, как показано в таблице I в графе 15—16, позволяет выделить почти нацело свинцовый блеск, при чем цинковая обманка, в этих условиях, почти не флотируется. Правда, в заводской практике такого чистого разделения достигнуть трудно, что зависит главным образом: 1) от недостаточного измельчения, т.-е. разделения рудных минералов на составные части, 2) замазывания граней цинковой обманки, кварца и др. мягким свинцовым блеском, 3) многими посторонними примесями, нарушающими и затрудняющими правильную работу флотации.

С 1922 года процесс Шеридана стал весьма быстро распространяться по всем концентраторам. Оставлялись старые методы флотации (Брадфорда и др.) и везде начали постепенно переходить на флотацию в щелочной среде с применением цианистого натра.

Пионером в этом деле был концентратор близ г. Бьют Монтана (С.-А. С. Ш.)—Тимбер Бьют Миллинг К°, на котором обрабатывали руды, особенно упорные, неподдающиеся разделению на чистые свинцовые и цинковые концентраты. Руда покупная, с малым содержанием металлов: 4—10% свинца и 2—3% цинка. Особенно тонкое измель-

чение для данной бедной руды было бы неэкономично, поэтому на Тимбер Бьют подготовляют руду для флотации 83—90% минус 100 меш. и 17—10% плюс 100 меш. Флотационные реагенты: цианистый натр 200 *г* на тонну руды, цинковый купорос 250 *г* на тонну, каменноугольный креозот № 4 фирмы Баррет—150 *г* на тонну, поташевый ксантат 2—3 *г* на тонну и как пенообразователь — чистое сосновое масло — в незначительном количестве.

В результате после двойной очистки предварительной пены получают свинцовые концентраты с содержанием 53% свинца и 13% цинка в них. Для цинковой флотации применяются реагенты: медный купорос 400 *г* на тонну; каустическая сода 350 *г* на тонну, масло № 634 фирмы Баррет 400 *г* на тонну, после троекратной очистки пены получают цинковые концентраты, содержащие 55—57% цинка и 1,5% свинца в них. Процент извлечения, 80%. Аналогичный процесс разделения флотацией свинцово-цинковых руд на концентраторе Апекс-Бингхам—близ г. Солт-Лейк (Юта): руда содержит 9,5% свинца и 7,5% цинка. Концентраты содержат 50—55% свинца при 4—5% цинка и 50% цинка при 0,8% свинца и в хвосты уходит 0,5% свинца и 2% цинка. На фабрике Анаконда Монтана обрабатывается руда с содержанием 10% цинка, 4,5 унц. на тонну серебра и 2—2,5% свинца. Производительность концентратора 3000 *т* руды в сутки. Сначала здесь выделяются смешанные концентраты, а в отвал идет пустая порода, а затем, с добавлением 3,5 *кг* цинкового купороса и 0,55 *кг* цианистого натра на тонну смешанного концентрата, выделяются свинцовые концентраты, очищаемые два раза дополнительно в ваннах Келло. Остаток от первой флотации на свинец является готовым цинковым концентратом, содержащим 49—50% цинка при 6,5% свинца, а свинцовые концентраты содержат 72—75% свинца при 4—4,5% цинка [1].

Концентратор Кимберлей Британская Колумбия (Канада) обрабатывает руду с содержанием 10,5% свинца и 8,5% цинка; производительность—3000 *т* в сутки. Измельчение 90% минус 200 меш. Реагентами здесь служат 40 *г* на тонну цианистого натра, 1,6 *кг* углекислой соды, 80—85 *г* на тонну смеси газовой смолы и каменноугольного креозота. После двухкратной очистки свинцовые концентраты отходят с содержанием 66% свинца, при 5% цинка. Последующая цинковая флотация имеет дополнительные реагенты, медный купорос и двухромовокислый натр при том же пенообразователе и, после двухкратной очистки пены, получаются цинковые концентраты с содержанием 47% цинка при 3,5% свинца.

Концентратор Морнинг-Милл (Келлог, Айдахо) обрабатывает руду с 7—8% свинца, 3—4% цинка, 4 унции на тонну серебра, с производительностью 1000 *т* в сутки. Измельчение 70% минус 200 меш (зерна диаметром 0,07 *мм*). Реагентами флотации на свинец: цианистый натр 0,65 *г* на тонну руды, цинковый купорос 250 *г* на тонну, древесный креозот 500 *г* на тонну. Концентраты получаются 60—61% свинца при 8% цинка. Для цинковой флотации задается дополнительно медный купорос, сосновое масло и каменноугольный креозот № 4 фирмы Баррет. Цинковые концентраты содержат 45—48% цинка при 3—4% свинца. В хвостах остается 0,8%—1,0% свинца и 0,5—0,1% цинка. Дополнительными флотационными реагентами применяется везде ксантат от 20 до 40 *г* на тонну руды, а также смеси ортотолуидина и тиокарбанилида.

В настоящее время большинство концентратов ставит своей задачей не только разделение свинцовых и цинковых минералов, но также и возможно полное выделение пирита из концентратов в хвосты. Одну из важнейших ролей в этой задаче играет цианистый натр. Функция цианистого натра двойная: первая—временно затемнять (адсорбировать) грани металлического блеска цинковых минералов и тем позволить извлечь, с высоким содержанием, свинцовые концентраты. Цинковые минералы в дальнейшей обработке восстанавливаются в своем блеске граней, затемнение граней удаляется и полезный минерал извлекается вторичной флотацией. Вторая функция цианистого натра затемнение на все время обработки граней пирита и пирротина с тем расчетом, чтобы он не мог всплывать как при флотации свинцового, так и последующей флотации цинковых минералов и тем самым не ввести его ни в те, ни в другие концентраты. Это свойство цианистого натра—затемнять грани пирита послужило основой к разделению железа из концентратов меди, обычно содержащих пирит в количестве излишнем для нужд плавки.

Понятно, что всякое выделение пирита из концентратов без потери меди, свинца и цинка в значительной мере отражается на экономии при перевозках, уменьшает количество проплавляемого материала, тем самым изменяет и характер плавки; в результате получается удешевление получения чистого металла.

В современной периодической американской литературе мы находим целый ряд рефератов и отзывов по вопросу о разделении комплексных свинцово-цинковых руд, содержащих пирит. Особенный интерес имеет статья по флотации на Тимбер-Бьют [2].

---

[1]) Средний месячный расход реагентов за декабрь месяц 1926 г. на одну тонну обрабатываемой руды: извести 0,9 *кг*, соснового масла Ярмор 50 *г*, тиокарбанилида 55 *г*, ортотолуидина 90 *г*, карболовая кислота 210 *г*, медного купороса 715 *г*, цианистого натра 146 *г*, и цинкового купороса 1,030 *г*.

[2]) E. M. J.—P. oct. 31, 1925.

Для бо́льшей убедительности приводим из литературы несколько примеров из заводской практики.

1. Руда Мультон содержит 10,6% цинка, 4,8% свинца и 7% железа. Свинцовые концентраты содержат 52% свинца, а цинковые концентраты 55,1% цинка. 77% всего железа выделяется в отвал, при чем на тонну сухой руды расходуется 120—150 *г* цианистого натра.

2. Руды Ельм-Орлю содержат 11,6% цинка, и 1,7% свинца, и 2,3% железа; свинцовые концентраты содержат 54,5% свинца, и цинковые концентраты—56,2% цинка; 76% всего железа выделяется здесь в отвал с хвостами. Расход цианистого натра на тонну сухой руды в данном случае выражается 160—180 грамм.

3. В статье А. Фаренвальда, инженера по обогащению в Горном Департаменте (С.-А. С. Ш.) [1]), „Современное состояние дифференциальной флотации" приведено много примеров по разделению флотацией комплексной свинцово-цинково-железной руды, из которых приводим один типичный:

	% свинца.	% цинка.	% железа.	Серебра унций на тонну.
Продукт питания	7—8	7—8	10—11	7—8
Свинцовые концентраты.	60	1	2,5	40—90
Цинковые „	6	—	5	—
Хвосты	1,6—2,5	—	12	1,0

При чем в этих работах употреблялись реагенты: углекислая сода 1,7 *кг*, сернистый натр 650 *г*, тиокарбанилид 35 *г* на тонну сухой руды, перед тонким измельчением.

Дополнительно перед свинцовой флотацией добавлялось 15 *г* соснового масла паровой очистки, около 140 *г* цианистого натра на тонну руды. В цинковую флотацию добавлялось медного купороса 400—430 *г* и смеси тиокарбанилида с ортотолуидином около 220 *г* на тонну руды.

Из этих, а также из ряда других примеров из заводской практики видно, что выделение пирита из свинцово-цинковых руд до 70% всего пирита вполне возможно. Щелочность пульпы достигается большей частью углекислым натром, так как известь препятствует, как мы видели из таблицы I, флотации свинцового блеска, а поэтому применение более дешевого реагента извести здесь довольно ограничено. При разделении же медистых сульфидов от пирита известь применяется весьма широко.

Успехи заводской практики в селективном разделении свинцового блеска от цинковой обманки побудили заинтересованные фирмы, а также испытательно-исследовательские станции Америки изыскивать способы разделения медистых сульфидов от пирита. Возможность предпочтительного выделения медистых сульфидов от серного колчедана было замечена давно в заводской практике. Так например, в работе флотационных ванн Келло на б. Кавказском Меднопромышленном О ве в 1917 году применялись реагенты: каменноугольный креозот (смола), известь, растворимое стекло, каустическая сода. Из целого ряда опытов было замечено, что во флотационной машине Келло при работе с каменноугольной смолой и креозотом предпочтительно улавливался в концентраторах халькопирит; особенно селективное разделение пирита от халькопирита было замечено при добавлении извести 0,3—0,4 англ. фунта на тонну сухого материала.

Как характерный пример приводим условия работы и результаты обследования проб: измельчение руды

+ 60 меш	0,57%
+ 80 „	14,40%
— 80 „	85,03%
	100,0 %

Реагенты: каменноугольный креозот 0,78 анг. ф. на тонну
смола 0,17 „ „ „ „
извести 0,11 „ „ „

% содержания.	Продукт питания	Концентраты	Хвосты
	в % %	в % %	в % %
Меди	2,68	16,80	0,99
Кремнезема . . .	83,44	31,60	88,40
Серы	5,65	23,80	4,08
Железа	5,80	23,50	4,00

По минералогическому составу результаты следующие:

	Продукт питания	Концентраты	Хвосты
	в % %	в % %	в % %
Халькопирита . .	7,77	48,87	2,87
Пирита . .	5,33	12,60	5,77
Кремнезема . . .	83,44	31,60	88,40

[1]) Serial № 2700, Aug. 1925.—A. W. Fahrenwald—Present status of differential Flotation.

В продукте питания на 1 часть пирита приходится 1,46 частей халькопирита, тогда как в концентратах на одну часть пирита приходится 3,88 частей халькопирита и, наконец, в хвостах на одну часть пирита приходится лишь 0,5 части халькопирита.

При аналогичной же постановке флотационной работы, но без применения извести, а лишь креозота или каменноугольной смолы в результате получены концентраты

меди	14,0	в проц.
железа . . .	23,5	„
серы	23,7	„
кремнезема .	34,8	„

или по минералогическому составу концентраты содержали:

халькопирита . . .	40,2	в проц.
серного колчедана	23,6	„
кремнезема . . .	34,8	„

В данном случае без применения щелочи (извести) на одну часть пирита в концентратах приходится 1,73 частей халькопирита, т. е. соотношение близкое к продукту питания.

Таким образом уже этой работой отмечено влияние извести благоприятствующее предпочтительному выделению во флотационных концентратах именно халькопирита.

Интересно отметить также химическое и минералогическое соотношение концентратов со столов с той же рудой (столы Бутчартса).

Концентраты со столов. в процентах.

Меди	9.8	Халькопирита	25,3
Железа :	29,0	Пирита	42,0
Серы	30,5	Кремнезема	28,8

В данном случае на одну часть пирита приходится 0,6 частей халькопирита, т.-е. на столах предпочтительно выделяется пирит, что, конечно, зависит от природы руды, вкрапленности составляющих ее минералов и степени измельчения руды для обработки.

Разделение пирита от медистых минералов считается задачей не менее сложной, а в некоторых случаях даже более трудной, чем разделение свинцово-цинковых минералов. Причина сложности разделения кроется в большом разнообразии медных сульфидных минералов, имеющих разные свойства поверхностных граней, а вторая причина что большинство медно-сульфидных руд имеют очень тесное прорастание медных минералов с пиритом. Некоторые свинцово-цинковые руды отличаются тоже мелкой кристаллизацией и очень тесным прорастанием, и чем теснее это прорастание тем труднее задача чистого разделения свинцовых и цинковых руд концентратов. Как характерные примеры подобных руд: 1) комплексные цинково-свинцовые руды Сулливан[1]) концентратора (Канад—Б. К.) увеличение 100-кратное.

В руде содержится 10—11% свинца, 8—13% цинка, 30—32% серы, серебра 3 унции на тонну, нерастворимого 4—6%, 32—33% железа. Минералогический состав руды: свинцовый блеск, марматит, пирит, пирротин, кальцит и кварц. Основная масса сфалерита—желтая. Современная постановка концентратора—измельчение руды 95—90% минус 200 меш. (0,07 *мм*). Под микроскопом руда представляется в следующих видах:

Диаметр зерен в миллиметрах:

Порода крупная крист.	0,114 *мм*,	средн.	0,059 *мм*,	мелкие	0,01 *мм*.
Свинцовый блеск	„	0,1	„	„	0,018	„	„	0,009	„
Цинковая обманка	„	0,164	„	„	0,035	„	„	0,011	„
Пирит, пирротин	„	0,072	„	„	0,023	„	„	0,008	„

2) Комплексная свинцово-цинково-медная руда Риддеровского рудника Алтай СССР, рис. 4. Состав сплошной сульфидной руды 14—16% свинца, 32—25% цинка, 1,3% меди, от 5 до 50 *г* золота, 120 *г* серебра на тонну руды. Минералогический состав, свинцовый блеск, серая и светлая цинковая обманка, халькопирит, пирит, кварц, известняк, магнезит. Увеличение 125-кратное. Большая часть зерен свинцового блеска и халькопирита мелко вкраплены (диаметром приблизительно 200 меш.) Среди основной массы сфалерита много зерен размерами не превышающие 0,008 *мм*, т.-е. еще тоньше чем руда рудника Сулливан. Сетка, нанесенная на фотографии, около 300 меш., т.-е. 0,04 *мм*. Серая основная масса, цинковая обманка и светлые зерна—свинцовый блеск.

Для успешного разделения медистых сульфидов от серного колчедана и пирротина, как и вообще для разделения всяких других минеральных зерен должно быть предварительно выполнено основное условие: разделение рудных минеральных зерен на совер-

[1]) Подробное описание с приложением фото-микроскопических снимков помещено в Engineering and Mining Journal Press, Sept. 1923. V. 116, p. 453. G. Joung.

шенно самостоятельные зерна породы, пирита, халькопирита, халькоцита и проч. Эта задача очень важная и, в случаях тесного прорастания минералов в руде, задача не легкая и требующая тщательного и продолжительного изучения в заводском масштабе для каждого сорта руды в зависимости от ее удельного веса, твердости, вкрапленности и составляющих компанентов. Как общее правило тонкое измельчение предшествует флотации, но в некоторых случаях предварительно выделяются концентраты и средний смешанный продукт, каковой и подвергается дополнительному, еще более тонкому, измельчению и снова флотируется. При современнном состоянии техники в деле концентрации, тонкое измельчение практически вполне возможно. Экономически же наивыгоднейший предел измельчения обычно выявляется путем практических работ заводского масштаба. Следующая операция—это выделение ненужного и бесполезного пирита и пустой породы из медистых минералов. В обычной практике даже разделенные совершенно самостоятельные зерна медистых сульфидов, в редких случаях, всплывают предпочтительно перед пиритом, так как одной лишь разницы ненормальных, присущих данным минералам, свойств бывает недостаточно. Чистого разделения обычным путем флотации достигнуть трудно. Эта трудность усугубляется еще тем, что химические реагенты, оказывающие свое действие на грани пирита и пирротина, в то же самое время оказывают аналогичное действие на медистые минералы.

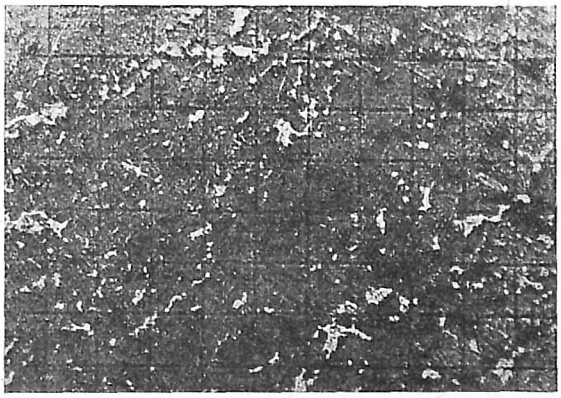


Рис. 4. Сплошная сульфидная руда Риддерского рудника. Серая общая масса — сфалерит; светлые зерна—галенит; темные пятна—пустоты. Сетка на фотографии—300 меш (0,04 *мм*).

В случае разделения халькопиритной руды от серного колчедана получаются весьма хорошие результаты путем подбора и регулирования подходящей щелочности в обрабатываемой пульпе, без понижения процента извлечения халькопирита (меди), но в случае присутствия в руде халькоцита, указанный метод чаще всего не дает желаемых результатов, так как щелочность пульпы в момент флотации предупреждает в нужной мере всплывание пирита, но тем самым препятствует также всплыванию и халькоцита. В результате получаются большие потери меди в хвостах. В этом случае представляется весьма широкое поле для применения добавочных химических реагентов, каковые препятствовали бы флотации (всплыванию) пирита, оставляя без изменения фотирующие свойства медистых сульфидов.

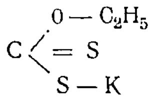
Весьма важным условием работы, особенно в работе селективной флотации, является выбор места поступления реагентов в обрабатываемую пульпу. Вообще все применяемые реагенты разделяются согласно американской терминологии на два класса. Первые контролирующие, вторые флотирующие. К первым относятся химические неорганические соединения, каковые задаются во время измельчения руды с целью или увеличить флотирующее свойство одного или нескольких минералов или понизить это свойство или, наконец, повысить флотирующее свойство одного минерала, в то же время понизить флотирующее свойство другого или ряда других. Обычно, как правило, эти реагенты добавляются в пульпу до поступления масла в шаровую мельницу во время тонкого измельчения. Иногда же, как например известь, задаются с рудой вместе в первую мельницу при среднем измельчении руды.

В некоторых случаях густые, трудно эмульсирующиеся масла задаются вместе с контролирующими реагентами в шаровую мельницу, но этого вообще следует избегать, и значительно лучшие результаты получаются, если смешиваются с пульпой в отдельных агитаторах. Место задавания контролирующих реагентов тесно связано с продолжительностью воздействия химикалиев на рудные частички. Потребное для реакции время зависит, с одной стороны, от желаемой степени изменения сульфидных граней минерала, а с другой стороны от обрабатываемой руды и от природы самих реагентов. Время „контакта" с реагентами при обычной флотации в среднем определяется около 5 минут, при сложной селективной флотации, где нужно выделить сначала лишь один минерал, а затем другой, время контакта удлиняется от нескольких минут до получаса. Полное определение необходимого контакта может быть точно определено лишь в заводской практике опытным путем.

Как обычное правило, необходимо отметить, что содовый или поташевый ксантат добавляется, непосредственно перед флотацией, хотя в некоторых случаях, как исключение, ксантат задается так же и перед тонким измельчением.

Флотирующие реагенты, в отличие от контролирующих, являются органическими соединениями; они покрывают минеральные частички пленкой, каковая позволяет им прилипать и выноситься пузырьками воздуха наружу и образовать пену. Кроме того флотирующие реагенты обычно уменьшают поверхностное натяжения воды, способствуя тем самым всплыванию пены и образованию мелких пузырьков и тонкой, более богатой, пены.

Для более полной характеристики тех и других реагентов приводим список наиболее употребительнейших из них.

Контролирующие реагенты: 1) углекислый натр или сода—бикарбонат; 2) известь; 3) сернистый натр; 4) цианистый натр или цианистый кали; 5) едкий натр; 6) цинковый купорос; 7) гипосульфит; 8) растворимое стекло (Na_2SiO_3); 9) содовый или поташевый ксантат  — уд. в. = 1,5576; мол. в. = 160,271; 10) медный купорос; 11) тиокарбанилид CS $(NHC_6H_5)_2$; 12) серная кислота; 13) фосфорно-кислый натр; 14) двухромово-кислый натр или кали; 15) цемент.

Флотирующие реагенты: 1) сосновые масла и смолы, 2) древесные креозоты, 3) каменноугольные креозоты, 4) каменноугольные смолы и др. деривиты, 5) нефть и продукты нефтеобработки, 6) искусственно измененные масла (напр. мазут + сосновое масло + сера); перед употреблением эта смесь подвергается нагреванию при небольшом давлении, 7) смесь тиокарбанилида с ортотолуидином.

В настоящее время действительным и наиболее распространенным контролирующим реагентом является цианистый натр (или кали), употребляемый в щелочной пульпе при обработке руд как свинцово-цинковых, так и медистых сульфидов.

Изучениями вопроса о действии цианистого натра, как флотационного реагента были заняты многие научные корпорации и заинтересованные торговопромышленные фирмы Америки [1]).

Полученные результаты и достижения сейчас же были применены в заводской практике и в настоящее время является вполне возможным подвести итоги и сделать общую сводку. Из нижеследующих выводов с очевидностью доказывается, что при подходящих условиях цианистые соли натра или кали задерживают флотирование пирита, позволяя тем самым медистые пириты извлекать с более высоким содержанием меди, увеличить степень концентрации без потерь меди в хвостах.

Хотя в настоящее время еще и не изучены все факторы и есть много невыясненных фактов. Так до сих пор точно не установлено наилучшее применение цианистых компонентов как количественно, так особенно место задавание их или перед тонким измельчением, или только в предварительную пену перед очисткой флотацией, с дополнительным измельчением или без него. Вообще же затруднения в практике селективного разделения пирита весьма часты благодаря загрязненной воде, ибо растворы солей, находящихся в воде (а также и в руде) могут проявить свое действие на рудных частичках или даже разрушить неустойчивые соединения цианидов.

Особенный интерес представляет работа над чистыми сульфидными минералами, проведенная Тех. Отделом Американской Цианамидной К°, совместно с микроскопическим отделом Американского Горного Департамента [2]) данные которых и приводим здесь. Работы производились в лаборатории с возможно чистыми сульфидами: халькопиритом, халькоцитом, борнитом и пиритом. Флотация велась в малой 50 *г* машинке [3]) с основными реагентами: сосновым маслом № 5 от фирмы Дженераль Навал Сторс К° в количестве 278 *г* и поташевого ксантата 127 *г* на тонну загружаемого в обработку материала. Дополнительными контролирующими реагентами: известь и цианистый натр. В нижеследующей таблице 2 сведены результаты четырех серий опытов.

Щелочность пульпы в этих опытах держалась в каждой из четырех серий постоянной:

1—раствор нейтральный, 2—щелочность 0,0005%, *CaO*; 3—щелочность 0,003% *CaO* и 4—щелочность 0,02% *CaO*. Такие степени щелочности выбраны для проведения опытов, потому что в практике заводского обогащения руд эти пределы нашли себе наибольшее применение. В рудах медистых сульфидов чаще всего встречаются минералы: халькопирит, халькоцит и борнит, поэтому и для проведения работ выбраны именно эти минералы, а также пирит, с которым и произведено сравнение степени флотируемости медистых сульфидов и пирита, каковые при опытах подвергались предварительной обработке контролирующими реагентами в одинаковых условиях.

Из приводимой таблицы видно, что халькопирит и борнит подбором надлежащей щелочности контролирующих реагентов могут быть весьма чисто и без потери меди

[1]) Специальный Отдел Горного Бюро, Циан-Амидная Компания (Нью-Иорк) и целый ряд больших обогатительных фабрик.

[2]) Tucker, Gates & Head — Min. & Metall, V. 7, 1926, pp. 126—129.

[3]) Eng. & Min. J.—P. V. 119, 19, 771.

отделены от пирита, т. к. щелочи, известь и цианистый натр почти не действуют на грани борнита и халькопирита.

Таблица 2.

	Цианистого натра грамм на тонну.	Процент извлечения минерала. Халькопирит.	Халькоцит.	Борнит.	Пирит.
1. Окончательный раствор нейтральный .	0,0	92,0	92,0	91,7	70,0
	227	89,2	79,8	95,2	21,0
	455	85,4	87,3	90,5	19,0
2. Окончательн. раствор содержал 0,0005 проц. окиси кальция. . . .	0,0	94,3	99,0	92,2	36,0
	227	91,4	87,3	95,0	14,0
	455	88,1	79,8	90,5	13,0
3. Окончательн. раствор содержал 0,003 проц. окиси кальция	0,0	93,3	60,3	96,0	23,0
	227	92,1	97,0	95,0	11,0
	455	90,0	96,8	94,5	11,0
4. Окончательн. раствор содержал 0,02 проц. окиси кальция	0,0	91,6	15,2	93,8	2,0
	227	91,2	23,7	62,4	1,0
	455	89,3	16,6	73,1	2,0

Наибольшие трудности встречаются при отделении халькоцита от пирита, но в данном случае вопрос в разделении от пирита не безнадежный. В третьей серии тех же опытов при окончательной щелочности пульпы 0,003% окиси кальция извлечение халькопирита 97%, тогда как извлечение пирита всего лишь 11%, при чем количество добавляемого цианистого натра варьировало от 0,25 до 0,50 *кг* на тонну обрабатываемого материала. Конечно, такое процентное разделение для практики заводского масштаба вполне приемлемо.

Просмотрим сейчас ряд примеров из заводской американской практики разделения медистых сульфидов, от пирита.

1. Тимбер-Бьют Миллинг К° (близ города Бьют Монтана) обрабатывает покупную руду: халькоцит Cu_2S, пирит FeS_2, в породе гранит. Добавляется при обработке в шаровую мельницу 225—250 *г* цианистого натра, 2,3 *кг* извести, 140 *г* каменно-угольного креозота и дополнительно во время флотации небольшое количество соснового масла. Концентраты получают с содержанием от 18 до 25% меди, в которых остается железа не больше 20—25%.

2. Концентратор Олд-Доминион (близ г. Глоб, Аризона) в феврале 1926 года работал с производительностью 1300 *т* в сутки. Руда в кварците халькопирит, немного сидерита и борнита и 0,03% окисленной и самородной меди, каковая не флотируется и целиком уходит в отвал. Всего меди в руде до 4%.

Реагенты: перед средним измельчением 2,7—3,7 *кг* извести, измельчение 50—60% минус 200 меш. Для бо́льшего разделения пирита добавляется цианистый натр и ксантат в количестве 25 *г* на тонну. Пенообразователь измененное масло и сосновое масло в количестве 225 *г* на тонну. В результате получили концентраты 18—20% меди, 30% железа, 10%, в сумме кремнезема, углекислого кальция, глинозема; 70% пирита из руды выделяется в хвостах.

3. Концентратор Миами-Коппер К° (близ г. Мами, Аризона). Производительность шести секций 10.000 *т* в сутки. Руда с содержанием 1,2% меди. Порода твердый кварцит, в котором рассеяны кристаллы халькоцита и, в подчиненном состоянии, халькопирит. Сухая известь задается вместе с рудой в первую шаровую мельницу в количестве 2,7—3,7 *кг* на тонну; ксантата добавляется 18—20 *г* на тонну. Часть извести задается для нейтрализации в шахтовую воду, поступающую в работу концентратора. Цианистый натр не добавляется; пенообразователем служит сосновое масло „Ярмор" в количестве 45—50 *г* на тонну.

Концентраты получают с содержанием до 30% меди, 23% железа и 9% кремнезема. В хвостах остается 0,22% меди, из которых лишь 0,08% сульфидной; 70% пирита уходит в хвосты.

4. Концентратор Инспирейшен Коппер К° (Глоб. Аризона). Производительность 20 секций—20,000 *т* в сутки. Руда кварцит и небольшое количество глинистой массы. Меди в руде, 1,1—1,2%, преобладает халькоцит; в руде значительное содержание пирита, железа 3%; измельчение 55% минус 200 меш. Концентраты получаются с содержанием 36% меди, 18% железа, 15% кремнезема и глинозема. Хвосты после флотации проходят через серию столов Дейстлера, которые дают концентраты 4,4% меди, 45% железа и 20% кремнезема. Общий процент извлечения меди 77%, процент же извлечения

сульфидной меди 95%. Реагенты флотации: ксантат 60—65 *г*, соснового масла „Ярмор" 35 *г*, извести 0,6—0,7 *кг* на тонну обрабатываемой руды. В хвостах уходит 0,04% сульфидной и 0,21% окисленной меди и свыше 67% железа. В оборотной воде, после флотации, содержится 0.0014% окиси кальция.

5. Тенесси Коппер К° (г. Коппер Хилль, Тенесси С.-А. С. Ш.). Концентратор обрабатывает 1200 *т* руды в 24 часа. Меди 1,75% (халькопирита). Пирротин и пирит присутствуют в значительном количестве. Концентраты получают с сдержанием 12—15% железа и 32—35% серы. Остаток после флотации на медь дополнительно флотируют и получают чистые концентраты, состоящие из пирита и пирротина, каковые и подвергают обжигу. Газ SO_2 идет на сернокислотное производство (1200 *т* H_2SO_4 60° Be в 24 часа), а огарки идут на спекание в машинах Гринвальта и дальше спекшиеся куски, с содержанием 64—65% железа идут в доменную плавку. Больше 70% пирита и пирротина выделяется из руды в железные концентраты. Реагенты: известь, цемент 3,7 и соснового масла 225—230 *г* на тонну руды. Для флотации пирита употребляется каменноугольного креозота 135—140 *г*, серной кислоты 60° Bè, 5,5 *кг* на тонну руды. Флотационные аппараты типа Миннераль Сепарейшен обыкновенные и суб-аэроционного типа.

6. Фаренвальд [1]), подводя итоги и достижения дифференциальной флотации разделения медистых пиритов за 1924 и 1925 гг., приводит следующие данные:

Таблица 3.

	Унций на тонну		В процентах								Расход реагентов на тонну
	Золота	Серебра	Меди	Железа	Окиси кальция	Глинозема	Серы	Извлечение: Золота	Серебра	Меди	
Руда	0,021	0,050	4,23	15,9	1,6	7,3	12,2	—	—	—	Измененного масла 175 г Соснового масла 60 г Смеси ТТ—125 г Извести 2,92 кг
Достижения 1924 г.											
Концентраты	0,095	2,33	21,32	30,2	0,9	2,0	33,8	83,89	85,5	92,77	
Хвосты	следы	—	0,36	—	—	—	—	—	—	—	
Достижения 1925 г.											Измененного масла—225 г Соснового масла 40 г Ксантата—79 г Извести—1,95 кг
Концентраты	0,64	1,95	18,26	82,4	0,7	1,7	32,2	88,8	91,84	93,58	
Хвосты	—	—	0,31	—	—	—	—	—	—	—	

Способ приготовления измененного масла следующий: загружается 1051 вес. частей мазута, 150 в. ч. соснового масла, 50 в. ч. серы. Нагревается смесь постепенно при давлении в закрытом сосуде до 0,5—0,6 атмосфер и смесь оставляется под давлением на 8—10 часов.

7. В Мексике при обработке руды, содержащей 3% меди, 11% железа и 70% породы, получают концентраты 28,1% меди, 29,4% железа, 8,1% кремнезема и глинозема. В хвостах уходит 0,205% меди, из которых 0,06% окисленной.

Реагенты флотации: известь 2,25—3 *кг*, соснового масла паровой очистки 60—65 *г*, смеси ТТ (тиокарбанилида с ортотолуидином) 125—130 *г* на тонну руды.

Приведенных семи примеров из заводской практики обогащения достаточно, чтобы с ясностью видеть, что разделение медистых пиритов ведется в Америке с успехом и в большом масштабе.

До трех четвертей пирита и пирротина, при настоящем состоянии техники обогащения, может быть выделено из руды без потери меди в хвосты. В тех же случаях, когда пирит и пирротин может найти применение как флюс, для получения серной кислоты, или чистые огарки, для плавки на железо, то дополнительной флотацией из хвостов выделяется серный колчедан, как это производится на концентраторах Тенесси или Мидвейль.

В заключение остановимся несколько подробнее на действии контролирующих реагентов на поверхностных гранях сульфидов.

Работы американских лабораторий [2]), наблюдающих под микроскопом адсорбирование солей на гранях сульфидов дают объяснения и выявляют роль каждого отдельного контролирующего реагента.

Главнейшие контролирующие реагенты, для разделения медистых сульфидов от пирита: известь и цианистый натр (кали). Действие цианистых компонентов сказывается

[1]) Ser 2700, Aug. 1925. — Reports of investigations Bureau of Mines. A. W. Fahrenwald.

[2]) Mining and Metall, 1926, pp. 126—129. Часть описанных здесь работ дублированы в Риддерской Лаборатории Концентратора.

больше на гранях сульфидов, чем на растворе. На рис. 5 и 7 показано затемняющее действие известью, цианистым натром и комбинацией обоих на отшлифованных гранях серного колчедана. Для наблюдения выбирается кристалл с возможно светлым изломом, с величиной грани около 50—70 *кв. мм.*

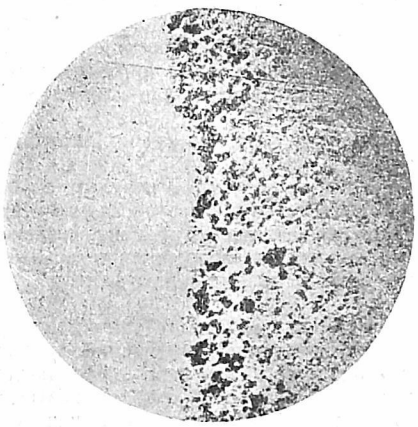


Рис. 5. Комбинированное действие *CaO* и *NaCN* на грань FeS_2.

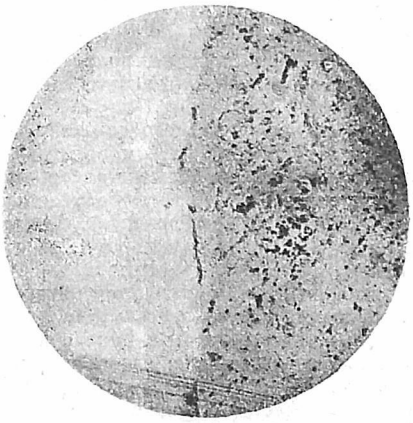


Рис. 6. Действие *CaO* на грань FeS_2.

Грань, подвергающаяся наблюдению, тщательно отшлифовывается и изучается под микроскопом при увеличении 100—150. Для того, чтобы удобнее было бы сравнивать действие испытуемого контролирующего реагента половина отшлифованной грани заливается парафином и, без загрязнения подготовленной грани, испытуемый образец подвергается энергичной агитации в растворе. Обычный метод агитации — прикрепление кристалла к пропеллеру опытной флотационной машины, предварительно хорошо промытой от всех посторонних солей и примесей. Вместо обычной опытной рабочей машинки лучше подставлять специальный стеклянный или эмалированный четырехгранный стакан.

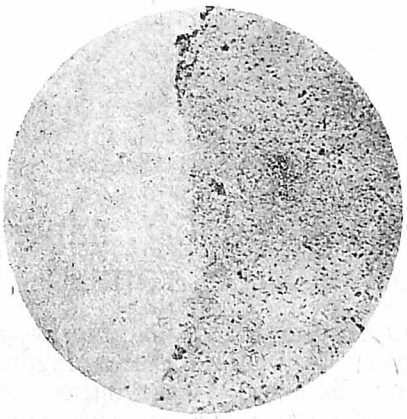


Рис. 7. Действие *NaCN* на грань FeS_2.

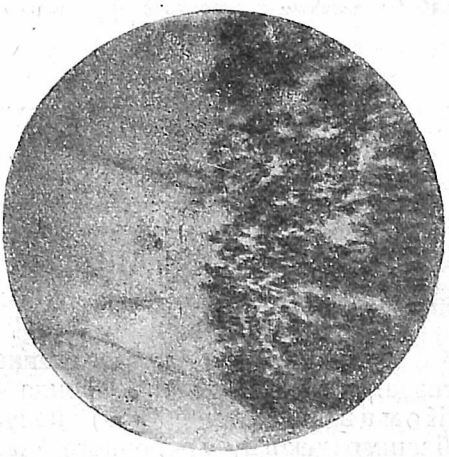


Рис. 8. Действие *KCN* и $ZnSO_4$ на грань FeS_2.

Для лабораторных работ необходимо брать дистиллированную воду. Агитация кристалла в растворе производится, как и в обычной заводской практике, от 5 до 30 минут. Затем кристалл вынимается, промывается дистиллированной водой, снимается парафин и производится наблюдение под микроскопом.

1) Над затемненной частью грани сульфида и 2) сравнения с чистой, бывшей под парафином и не имевшей контакта с испытуемым раствором соли или смеси солей.

На прилагаемых снимках видны обе поверхности. Адсорбент, как видно, ложится на гранях не ввиде сплошной пленки, а в виде мелких точек и скоплений. Металлический блеск сульфида этим затемнением скрывается, а тем самым падает и способность

флотации данного минерала. В данном случае необходимо различать с одной стороны степень затемнения граней, а с другой устойчивость данного затемнения за весь период флотации. При дальнейшей флотации, предварительно затемненного минерала, необходимо подобрать контролирующий реагент, который бы восстановил, возобновил затемненную грань и тем представит легкую возможность выделения минерала в последующей флотации.

Практика дифференциальной флотации указывает, что комбинированное действие извести и цианистых компонентов на гранях пирита и пирротина оказывает более устойчивые сильные затемнения, чем действие одной лишь извести или одного цианистого натра.

В случае обоюдного действия извести и цианистого натра на гранях пирита, мелкие частички цианистых компонентов образуют центры туманностей (адсорбции), вокруг которых известь продолжает адсорбировать и разрастаться, так что в результате общий эффект затемнения пирита получается настолько значительным, что последний теряет совершенно свой металлический блеск, и как видно из таблицы 2, процент извлечения пирита с 70% падает даже до 1,2% т.-е. практически перестает совершенно всплывать. В широком заводском масштабе, конечно, присутствуют дополнительные факторы, которые так или иначе отражаются на процессе.

Прежде всего, здесь мы не можем встретить: 1) идеально раздельных кристаллов составных минералов 2) в руде и воде всегда присутствует ряд загрязнений, вредящих правильному осаждению адсорбента на грани пирита, 3) во время работы при агитации (энергичном взмучивании) смеси минеральных зерен с контролирующими реагентами происходит частое столкновение граней о грани, а следовательно здесь нужна особая устойчивость затемнителя, чтобы последний остался постоянным, грань не оказалась бы просветленной.

Несмотря на эти и на целый ряд других затруднений, как мы видели из примеров, американская заводская практика широко и с успехом применяет указанный дифференциальный метод разделения медистых сульфидов от пирита. Очень многие из рудных месторождений нашего Союза, как например, Богомоловское и Карпушинское и др. на Урале, а также ряд месторождений Алтая. Киргизской степи, Кавказа и целый ряд других нуждаются в проведении предварительных опытов и установок нового, более успешного и более дешевого, метода разделения полезных минералов. Это позволит установить на твердом фундаменте рост цветной металлургии, базируясь на разведанных запасах руд, а при развитии дела явится возможность произвести изыскания и открытие новых месторождений, а развитие дела обогащения даст возможность установить отечественную выработку стандартных реагентов, углубить экспериментальные работы, а также построить свои заводы по горно-металлургическому оборудованию.

7 февраля, 1927 г. с. Риддер.

Горн. инж. А. П. Иванов.

Описание взятия генеральной пробы партии латунных соров, весом в 2768 тонн.

Образованная постановлением СТО от 6/III 1925 г. комиссия по созданию специального фонда для развития цветной металлургии (Комцветфонд—КЦФ) получила от Военпрома латунные сора Ленинградского Трубочного завода, собранные за многие годы, в количестве 2768 тонн. Сора эти, по предварительной пробе, содержали в разных кучах от 40 до 45% меди.

Так как быстрое рентабельное извлечение меди у нас не представлялось возможным, то Комцветфонд решил реализовать их за границей в обмен на цветные металлы.

Наиболее выгодные условия были предложены немецкой фирмой Арон Гирш и К°, предложившей за каждый 1000 весовых единиц этих соров при 40%-ном содержании в них меди 297 вес. единиц меди, при 45%—378 и т. д., что при переводе на стоимость пуда франко-пароход Ленинград соответственно давало 5 р. 04 к. до 6 р. 42 к.

Высокая стоимость материала несомненно требовала тщательной генеральной пробы.

Сора эти представляли собой смесь самых разнообразных кусочков бронзы, латуни, железа, от крупных кусков до пыли, тиглей, огнеупорных кирпичей, шлаков, изгарины и т. п. и состояли из куч сравнительно крупного материала и куч мелкого (просеянного).

В этих условиях взять среднюю пробу — при отсутствии в Ленинграде специальных для этого приспособлений — являлось делом трудным и довольно сложным.

Дело в том, что отбросы и сора цветных металлов в России расценивались крайне низко (напр., латунная стружка, засоренная железом, с содержанием меди до 50% с трудом сбывалась за 1—2 р. за 16 *кг*), качество их расценивалось по случайно взятым образцам, больше „на глаз" и сама переработка этого материала производилась кустарным, крайне несовершенным, способом. Ввиду этого для наших техников будет не безинтересно приведенное ниже подробное описание взятие генеральной пробы, произведенное по инструкции, выработанной Комцветфондом и представителем фирмы А. Гирш инженером Мельцером, специалистом по покупке соров и отходов цветных металлов. Та тщательность, с какой производилось сокращение взятых валовых проб (по весу около 10% запроданного количества), определение влаги отдельно в мелочи и отобранном металле, сама разборка отобранного металла, его опробывание с выделением железа (магнитом), шлака при переплавке в тигле и т. д., что можно видеть с достаточной подробностью из приложений в этой заметке,— показывают, какое серьезное значение подобным операциям придают заграницей, и что нам придется в этом отношении многому поучиться, так как искусство взятия проб у нас находится в зачаточном состоянии.

Как это можно легко предвидеть, рациональное опробование стоит недешево, и, особенно, без специального для этого оборудования. Описанная ниже операция обошлась около 5 000 руб., т.-е. около 3 к. на 16 *кг* опробованного материала (около $^1/_2$% его продажной стоимости).

Перейдем теперь к самому описанию:

При взвешивании на транзитном складе РМТ [1]) № 4 в Ленинграде сдаваемого фирме А. Гирш крупного и мелкого сора, каждая одиннадцатая тачка, проходящая весы направлялась в среднюю пробу (А) [2]), вес каждой тачки определялся особо. Пробы брались от партии в 100—200 тонн крупных соров и от 120 до 150 тонн мелких. Отобранная средняя проба (А) дробилась вручную и пропускалась через полдюймовый грохот. Не поддающиеся дроблению и не проходящие через грохот куски металла (Б), встречавшиеся в крупных сорах, отбирались и взвешивались. Просеянная после отбора металла мелочь (Г) сокращалась пропусканием через конус, при тщательном перемешивании. Во время последней операции брались две пробы (В), весом 10—12 *кг*, в стеклянные с притертой пробкой банки для определения влажности. Отобранный металл (Б), сокращенная проба мелочи (Г), образцы для определения влажности (В) в опечатанной таре отправлялись в Горно-Металлургическую Лабораторию НТО ВСНХ, где определялась влажность образцов мелочи в сушильном шкафу при 100 — 110° и влажность металла навеской около 100 *кг*.

[1]) Рудметалторг, под наблюдением которого проходила вся операция.
[2]) См. схему.

Средняя проба мелочи (Г) после просушивания поступила целиком в обработку: путем дробления в шаровых мельницах и просеивания через сита от нее отделялся металла (M_2), не проходящий через сита 350 отверстий на $см^2$.

Крупный металл (Б) для составления однородных партий сортировался в лаборатории на бронзу и латунь (путем напилки каждого куска). От латуни и бронзы брались отдельно навески (а и б) в соответствии с относительным содержанием по весу этого металла в первоначальной пробе (А).

Этот способ отбора средней сокращенной пробы металла был принят в согласии с представителем фирмы Гирш по следующим основаниям:

Получение средней сокращенной пробы от крупного металла (которого отбиралось до 600 *кг* от каждой партии крупных соров при относительном содержании его в пробе $\leqslant 5\%$) путем переплавки в тигельной печи лаборатории емкостью 30 килограмм не представлялось возможным; частичная же многократная переплавка уменьшила бы вероятие точности окончательной пробы.

При пробе мелких соров, не содержащих крупных кусков металла, не проходивших через грохот, эта операция отсутствовала.

Весь металл, полученный при обработке мелочи (M^2), а в крупных сорах и навеска (M^1), полученная от крупного металла, после удаления магнитом железа плавились в тиглях вместе. Угар при плавке определялся по разности веса загруженного металла и полученного металла и шлака.

Шлак, образовавшийся при переплавке металла, пропускался через шаровые мельницы и перемалывался в порошок, проходящий через сита в 350 отверстий на $см^2$.

В результате произведенных в лаборатории определений и переработки средних проб получилась следующие данные:

1. Влажность партии соров.
2. Весовое содержание в средней сухой пробе металла — (M_3):
3. Образцы для химического данализа: а) порошка — (П) от соров; б) железа; в) Металла (M_3); г) шлак — (Ш) и
4. Угара, полученного при плавке в тигле, Подготовленные пробы для химического анализа: металла, порошка и шлака, весом около 50—100 грамм каждая, запаковывались в конверты и запечатывались в общий пакет по 6-ти экземпляров от каждой партии, сданных фирме Гирш, с печатью лаборатории и представителя фирмы.

На пакете каждой пробы отмечались все вышеуказанные цифровые данные и № партии. Четыре экземпляра каждой партии образцов, после досмотра таможни, направлялись заграницу, один экземпляр (контрольный) сдавался на хранение в лабораторию, один направлялся в аналитическую лабораторию для анализа. Пробы для химического анализа от металла брались в виде стружек путем сверления каждой чушки отдельно (от каждой пробы получалось до 3-х чушек металла, весом около 26 *кг* каждая), от порошка и мелко измолотого шлака— обычным сокращением.

Все операции по отбору средних проб как на складе, так и в лаборатории, производились по выработанной инструкции, согласованной с представителем фирмы Гирш, и в присутствии приемщиков покупателей и под постоянным наблюдением и присутствии представителей Комцветфонда.

Вся схема работ, проведенная достаточно аккуратно, исключила возможность получения неправильных результатов в пределах нормальной точности технических средних проб.

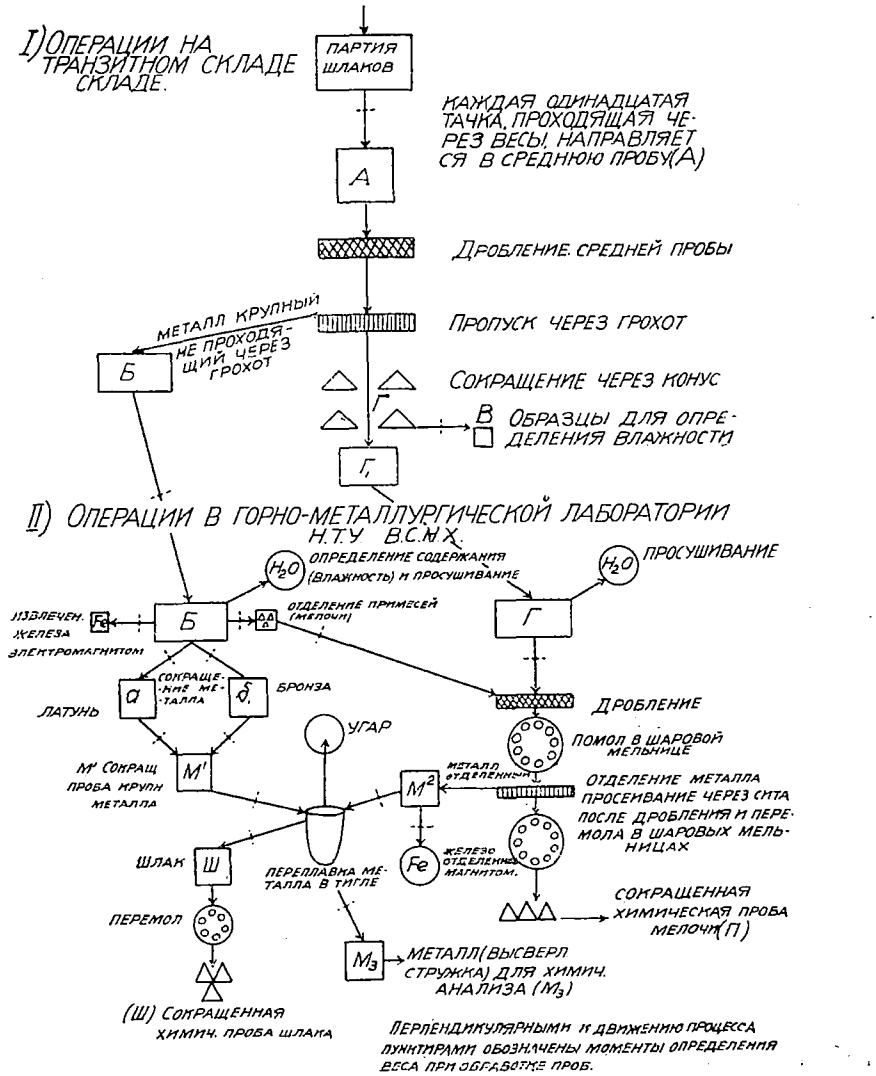


Рис. 1. Схема работ по отбору проб.

Среднее содержание меди в отдельных партиях соров, определенное по анализу представленных образцов средних проб Государственным Институтом Прикладной Химии, приводится ниже:

Крупные сора

	Обозначение партии										
	I_1	I_2	I_3	I_4	I_5	I_6	I_7	I_8	I_9	I_{10}	I_{11}
Вес в тоннах	119	103	114	111	116	112	105	111	110	111	77
Влажность в %	10,35	12,06	9,94	10,90	10,83	11,04	11,43	10,52	7,5	7,41	7,65
Содержание меди (в сухом шлаке) в % . . .	37,71	40,03	39,34	40,41	37,51	43.36	40,71	36,81	43,8	40,48	38,07

Всего крупных соров, 11 партий, весом около 1 195 *m* (влажных), при среднем содержании меди (в сухих) = 39,78%.

Мелкие сора.

	Обозначение партии										
	II_1	II_2	II_3	II_4	II_5	II_6	II_7	II_8	II_9	II_{10}	II_{11}
Вес в тоннах	117	132	142	145	153	150	146	144	148	152	139
Влажность в % . . .	11,95	11,93	11,72	10,16	10,52	11,65	10,81	10,84	10,96	10,58	10,79
Содержание меди (в сухом шлаке) в % . .	43,35	44,88	44,90	45,22	47,43	47,37	46,56	45,09	48,08	44,86	—

Для ясности всех деталей, необходимых каждому, кому пришлось бы брать подобные пробы, при сем прилагаются:

1. Схема работ по отбору проб, рис. 1.
2. Журнал с записями всех операций и калькуляций по одной партии крупных соров и таковой мелких, приложения №№ 1 и 2.
3. Общая сводка результатов переработки средних проб, крупных и мелких соров, приложения №№ 3 и 4.

Приложение № 1.

Партия № 10-I. (Крупные сора).

По накладной № 7836. Поступило в лабораторию:

Соров медистых 1 боч, брутто . . . . . 141,5 *кг* нетто . . . . . 130 *кг*

Сплестков . . . 5 „ брутто . . . . . 670,5 „ нетто . . . . . 602 „

Вес пробы партия I . . . . . 10,564 *кг* по схеме А

„ фракции „отобран. металл“ B . . . . 602 „ „ „ Б

„ фракции „мелочь“ C . . . . . 9 962 „ „ „ Г

„ пробы „ У . . . . . 130 „ „ „ $Г_1$

Определение влаги в „мелочи“ (Г).

Проба I) вес сырой брутто . . 12,09
тара . . . 2,72
нетто . . 9,37

вес сухой брутто . . 12,92
тара . . 4,32
нетто . . 8,60

сырая нетто . . 9,37
сухая нетто . . . 8,60
влага 0,77

Проба I содержит влаги 8,21%

Проба II) вес сырой брутто . . 10,30
тара . . . 2,20
нетто . . 8,10

вес сухой брутто . . 10,15
тара . . . 3,63
нетто . . 7,52

сырая нетто . . . 8,10
сухая нетто . . . 7,52
влага 0,58

Проба II содержит влаги 7,16%

Среднее содержание влаги в „мелочи“ 7,68%

Определение влаги в „отобранном металле“.

Вес сырой пробы из „отобранный металл“ 107,1 *кг*
тара . . . 8,6 „
нетто . . 98,5 *кг*

сухой брутто . . 104,4 „
тара . . . 8,6 „
нетто . . 95,8 *кг*

сырой нетто 98,5
сухой нетто . . 95,8
влага 2,7

Содержание влаги в „отобранный металл“ . . . 2,74%

Вычисление содержания влаги в пробе.

Содержание влаги в пробе 7,41%

Разборка „отобранный металл".

Вес „отобран. металл"	602 *кг*	—	по схеме Б состоял из:
„ бронзы	452,5 „	75,10%	„ „ а
„ латуни	108,2 „	17,97%	„ „ б
„ железа	3,43 „	0,65%	— Fe
„ порошка	67,86 „	6,28%	— △

Вычисление количества „отобранный металл" соответствующего пробе, „мелочь" по составу „пробы".

$$X = \frac{БУ}{C} = \frac{602 \times 130}{9{,}962} = 7{,}856\ кг \quad (M')$$

из этого:

бронзы	5,900	7,321 *кг*
латуни	1,421	
железа	0,051	Fe_1
порошка	0,484	△
Сумма	7,856	

Переработка пробы „мелочь" $(Г_1)$

Вес отсеянного металла	38,463 *кг*
Вес отмагничен из него железа	0,234 Fe_2
Чистый металл	38,229 (M^2)

Пущено в плавку 45,55 $(M^1 + M^2)$

Получено металл плавки № 1	16,35	Шлак 1	3,29 *кг*
металл „ № 2	25,39	Шлак 2	
Всего металла	41,74 *кг*	(M_3)	
Всего шлака	3,29 „	(Ш)	
Угар	0,52 „	—	
Сумма	45,55 *кг*.		

Вычисление веса „соединенной пробы" на сухую.

127,64 *кг*.

Результат переработки „пробы" (Г + Б).

Содержание влаги в пробе 7,41%

Вес сухой пробы, взятой в переработку 127,64 *кг*

Окончена

Сдана

Состав сухой пробы, взятой на переработку:

Металл № I	16,35 *кг*	(M_3)
„ № II	25,39 „	
Шлак	3,29 „	(Ш)
Железа	0,285 „	$Fe_1 + Fe_2$
Угар	0,520 „	
Порошок	81,815 „	(П)
	127,65 *кг*	

Приложение № 2.

Партия № II_{10} (мелкие сора).

Накладная транзитного склада РМТ № 11051. Вес сокращенной пробы мелочи (Г) 101 *кг*.

Определение влажности:

1-й образец:

сырая	8,25 *кг*	
сухая	7,37 „	
На влагу	0,88 *кг*	10,66%

2-й образец:

сырой	8,10 *кг*	
сухой	7,25 „	
На влагу	0,85 *кг*	10,49%

средняя влажность $\frac{10{,}66 + 10{,}49}{2} = 10{,}58\%$

Вес сухой пробы $(Г_1) = 90{,}32$ *кг*.

Металла после просушивания, перемола и пересеивания пробы $(Г_1)$ и извлечения магнитом железа (0,03 *кг*) поступило в переплавку $(M_2) = 39{,}15$ *кг*.

В результате плавки получено:

металла	30,07 *кг*
шлака	5,84 „
угара	3,24 „
Извлечено железа магнитом	0,03 *кг*

Таким образом средняя проба партии медной изгарины № II_{10} дает следующее:

влажность	10,58%
металл	30,07 *кг*
шлак	5,84 „
порошок	51,11 „
угар	3,24 „
железо	0,03 „
Общий вес сухой пробы	90,32 *кг*

Приложение № 3.

Таблица результатов переработки средних проб первых пяти партий крупных медистых соров.

	Партии				
	I_1	I_2	I_3	I_4	I_5
№ накладной	7820	7823	7826	7827	7829
(А). Вес пробы в *кг*	12 023	8 994	10 382,5	9 620	10 535
(Б). Вес отобранного металла в *кг*	561,1	313,5	561,5	545,5	561,0
Влага в %	10,35	12,06	9,94	10,90	10,83
($Г_1$). Вес взятой в переработку сухой навески (пробы) в *кг*	134,47	181,32	217,35	142,63	168,12
(МЗ). Металл I в *кг*	24,58	22,94	18,37	30,535	20,05
„ II „ „	20,215	18,77	27,50	21,08	16,84
„ III „ „	—	21,195	29,28	—	14,52
(Ш). Шлака „ „	3,685	6,61	15,355	8,77	14,09
Угар „ „	3,09	4,275	4,955	2,87	2,06
Железо „ „	0,10	0,38	0,57	0,288	0,32
(П). Порошка „ „	82,800	107,15	121,32	79,087	100,24
Сумма	134,46	181,32	217,35	142,63	168,12

Приложение № 4.

Таблица результатов переработки проб партий мелких соров.

	Номер партии (пробы)										
	II_1	II_2	II_3	II_4	II_5	II_6	II_7	II_8	II_9	II_{10}	I_{11} I
Номер накладной	7842	7843	7845	7846	7848	7849	5484	5485	5486	11051	11052
(Г). Вес пробы в *кг*	70,0	94,0	102,0	105,0	105,0	100,0	103,0	89,0	92,0	101,0	100,0
(Г). Вес пробы сухой в *кг*	61,635	82,79	90,05	94,33	93,95	88,35	91,87	79,35	81,92	90,32	89,21
Влажность в %	11,95	11,93	11,72	10,16	10,52	11,65	10,81	10,84	10,96	10,58	10,79
(М). Металл I в *кг*	20,47	30,19	33,84	23,43	23,72	32,29	30,37	24,14	31,32	30,07	26,56
(М). Металл II „ „	—	—	—	9,53	9,35	—	4,55	5,50	—	—	5,51
(Ш). Шлак „ „	2,90	6,47	3,34	4,61	4,06	4,42	5,31	3,34	2,05	5,87	4,05
Угар „ „	1,99	3,11	4,64	4,19	3,86	3,97	3,46	2,39	2,32	3,24	3,87
Железо „ „	0,44	0,06	0,14	0,12	0,10	0,15	0,12	0,05	0,07	0,03	0,02
(П). Порошок „ „	36,235	42,96	48,09	52,45	49,86	47,52	48,06	43,93	46,16	51,11	49,20
Сумма	61,635	82,79	90,05	94,33	93,95	88,35	91,87	79,35	81,92	90,32	89,21

Вышеизложенный способ взятия пробы грязных латунных соров был заслушан в пленуме Научно-Технического Совета по Цветной Металлургии НТУ ВСНХ в сентябре с. г. и признан в виду слабой постановки у нас пробирного дела, ценным как для теоретических, так и для практических целей; он является весьма интересным материалом как для установления стандартных методов взятия проб, так и для составления инструкции по определению содержания металла при сделках на всевозможные металлические сора и отбросы.

Москва, 20/III 1926 г.

Инж. А. С. Шахмурадов.

О производстве медных вайрбарсов.

Конечными продуктами медного производства, как известно, являются штыковая медь и вайрбарсы (wire bars), при чем бо́льшая часть получаемой меди перерабатывается на вайрбарсы, идущие на приготовление проволоки для электротехнической промышленности. В то время, как от штыковой меди требуется лишь относительная химическая чистота, вайрбарсы должны обладать еще рядом других свойств: высокая электропроводимость, отсутствие пузырей и раковин, равномерный излом, ковкость и пр. Нет области в металлургии меди столь подробно изученной как производство вайрбарсов, но несмотря на это постановка его сопряжена с громаднейшими трудностями. Малейшее игнорирование самых ничтожных факторов процесса обязательно приводит к нежелательным результатам.

За последние годы перед Московским Электролитическим заводом стояла задача наладить производство вайрбарсов. Для этой цели была использована 12 тонная отражательная печь с нефтяной топкой. Стены и свод выкладывались из динаса, а под набивался из кварцевого песка. Катоды загружались вручную, разливка же производилась при помощи машины Walker'а с 10 медными изложницами. По нормам Кольчугинского завода вайрбарсы должны были содержать не менее 99,90% *Cu* и иметь электропроводимость не ниже 95,01% по отношению к химически-чистой меди или, что все равно, сопротивление проволоки в 1 метр длиною и 1 *кв. мм.* сечения при 15° С должно было быть не выше 0,01754 ома. Содержание особенно вредных примесей *Sb*, *As* и *Bi*, допускалось не более 0,001% каждого в отдельности или 0,003% в сумме. Надо, заметить, что электролитический цех выпускал одновременно два сорта катодов а именно, катоды полученные от электролиза медных анодов и катоды, полученные от электролиза бронзовых анодов, „бронзовые катоды". Методы получения доброкачественных вайрбарсов из второго сорта, разумеется, несколько отличаются от первого и мы на них в настоящей статье не будет останавливаться. Первый сорт катодов обычно содержал 99,92—99,95% *Cu* и с точки зрения химической чистоты вполне был пригоден для производства вайрбарсов Однако, как и следовало ожидать, вначале (весна 1925 г.) дело обстояло исключительно плохо, брак доходил до 50—60%; бывали случаи браковки целых плавок, вайрбарсы со стороны внешнего вида были загрязнены засором, пузырями, имели много раковин и трещин. Плавки затягивались исключительно долго, несмотря на чистоту проплавляемой шихты, отсюда удорожание стоимости передела и др. недостатки. В одной и той же плавке попадались образцы с различной электропроводимостью. Для примера приводим данные о 5 партиях, из которых были испытаны на электропроводимость по 5 вайрбарсов (см. таблицу 1).

Приведенная таблица показывает, что в то время, когда химический анализ вполне удовлетворял требованиям, электропроводимость вайрбарсов была крайне низка и сильно колебалась для образцов одной и той же плавки.

Таблица 1.

№№ по пор.	Содержание меди.	Электропроводимость.
1	99,92%	92,94—97,45%
2	99,91%	94,1 —95,45%
3	99,91%	92,64—96,38%
4	99,93%	94,85—96,77%
5	99,90%	94,58 - 96,38%

Для устранения этих недостатков все элементы производства были подвергнуты критической проверке. Прежде всего следующее явление обратило на себя наше внимание, а именно, несмотря на высокое содержание меди в шихте, продувка компрессорным воздухом продолжалась очень долго и часто доходила до 2—3 часов при расходе воздуха 4—5 $м^3$ в минуту. Такая традиция работников завода очевидно объяснялась автоматическим перенесением опыта плавки „бронзовых" катодов на плавку медных. Возникало сомнение, насколько удается полнее восстановить закись меди после столь длительной продувки, несмотря на столь же длительное „дразнение" ванны в 12 тонн в течение 5—7 часов. Для подтверждения наших выводов нами были приго-

Рис. 1. Содержание $O_2 = 0{,}13\%$.

Рис. 2. Содержание $O_2 = 0{,}15\%$.

товлены два шлифа из готовых вайрбарсов и рассмотрены под микроскопом (рис. 1 и 2). Содержание (O_2) кислорода действительно оказалось высоким, а именно 0,13—0,15%.

После этого для следующих плавок была установлена продолжительность продувки в 10—15 минут в зависимости от пробы (взамен 2—3 часов), к концу которой ванна содержала 0,5—0,6% O_2 (рис. 3 и 4). Образцы имеют четкую за-эвтектическую структуру.

Соответственно этому значительно сократился период „дразнения". Плавка укладывались в 16—18 часов, экономились трубы для продувки, древесина и пр. Далее было прекращено „дразнение" во время разливки, очевидно служившего причиной неоднородности в качествах вайрбарсов одной и той же плавки. Затем было обращено внимание на несовершенность и обманчивость пробы малых образцов на излом (ложечная проба). Последная могла служить лишь грубой пробой, более надежными оказались большие чушкообразные пробы весом около 10—12 *кг*, которые при готовом металле застывали без появления жидких металлических корольков на поверхности чушки и после застывания имели ровную, слегка морщинистую поверхность и округленные углы по краям. В случае получения вогнутой поверхности дразнение продолжалось, в случае же появления металлических корольков на поверхности остывающей чушки („червяк") продувка начиналась с самого начала. При продолжительных перерывах во время разливки взятие новой пробы было обязательно. Применение железных труб для продувки не могло обога-

щать ванну железом, которое, как известно, также является вредной примесью, ввиду энергичного окисления последнего кислородом вдуваемого воздуха, но зато дальнейшее соприкосновение металла с железными инструментами

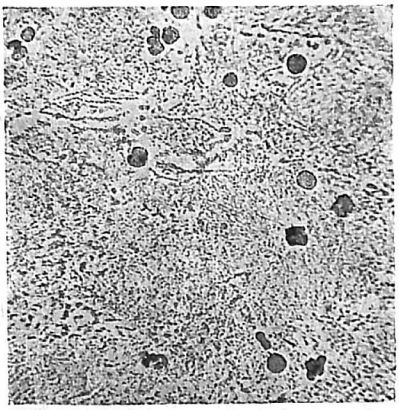


Рис. 3. Содержание $O_2 = 0{,}6\%$.

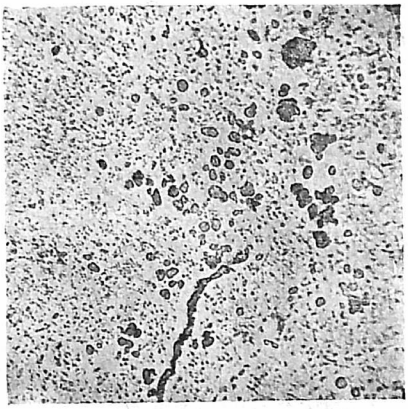


Рис. 4. Содержание $O_2 = 0{,}5\%$.

несомненно ухудшало качество вайрбарсов. Поэтому железные гребки для снятия шлака были заменены деревянными. Наконец, еще одна „мелочь", на которую любезно обратил наше внимание во время своего посещения осенью 1925 г. проф. В. Я. Мостович, это тонкость помола костяной муки, которая применялась для смазывания изложниц для вайрбарсов. До этого времени костяная мука для этих целей пропускалась через сита в 100 отв. в 1 *кв. см.* Вайрбарсы выходили из изложниц с большим количеством раковин с боковых и нижней сторон, глубиною от 0,5 до 5 *мм*, что не могло не отразиться на качестве вайрбарсов. В дальнейшем означенная мука пропускалась через сита в 400 отверстиями в 1 *кв. см*, после чего указанные выше раковины сильно сократились как по количеству, так и по размерам.

После указанных видоизменений в элементах производства, процент годных вайрбарсов получился нормальным, электропроводимость поднялась выше нормы и плавки стали однородными.

Таблица 2.

№№ по пор.	Содержание меди.	Электропроводимость.
1	99,90%	95,88%
2	99,95%	97 27%
3	99,95%	96,21%
4	99,96%	96,89%
5	99,96%	96,60%
6	99,97%	95,88%
7	99.96%	94,36%
8	99.95%	97,00%
9	99,93%	96,38%
10	99,94%	97,98%
	Среднее .	96,45%

Ниже приводим данные испытаний над 10 образцами из 10 партий вайрбарсов, весом около 110 тонн (см. таблицу 2).

Таблица 3.

№№ по пор.	Содержание меди.	Электропроводимость.
1	Не ниже 99,90%	97,62%
2	„	97,33%
3	„	96,21%
4	„	96,77%
5	„	96,15%
	Среднее	96,82%

Для сравнения приводим результаты испытаний над 5 партиями Кыштымских вайрбарсов производства 1925 г. (см. табл. 3).

Электропроводимость Кыштымских вайрбарсов оказалась выше Московских в среднем на $0{,}37\%$, но во всяком случае результаты последних наших плавок, вплоть до прекращения производства вайрбарсов на Московском заводе из-за отсутствия меди, получились более чем удовлетворительные по сравнению с прежними плав-

ками. Затем были приготовлены шлифы из вайрбарсов Московских, Кыштымских и немецких и рассмотрены под микроскопом на предметопределения кислорода в них (рис. 5, 6). По содержанию кислорода наши вайрбарсы (0,06% O_2) заняли промежуточное положение между Каштымскими (0,03% O_2) и немецкими (0,085% O_2). Итак, надлежащая химическая чистота и электропроводимость для наших вайрбарсов были достигнуты. Впереди оставалось

Рис. 5. Содержание $O_2 = 0{,}085\%$.

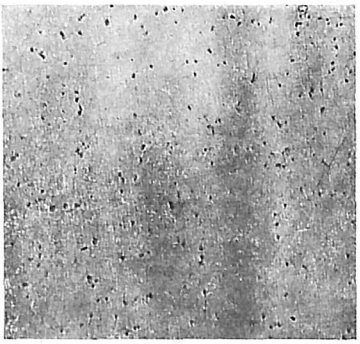


Рис. 6. Содержание $O_2 = 0{,}06\%$.

еще устранение ряда других недостатков наших вайрбарсов в их механических свойствах. Этими вопросами Московскому заводу придется заниматься с первых же дней возобновления вайрбарсового производства.

В заключение, считаем своим долгом выразить глубокую благодарность проф. А. М. Бочвар за ряд ценных указаний и советов и Техническому Директору Кольчугинского завода инж. Архиерееву за энергичное содействие в испытании образцов в лабораториях Кольчугинского завода.

Москва.

А. Л. Любимов.

Внешняя торговля продукцией горного дела СССР.

(за 1924/25 и 1925/26 г.).

Создание крупного, активного внешнего торгового баланса, как одной из основ экономического и финансового благосостояния Союза, является насущнейшей проблемой момента, как для народного хозяйства в целом, так и для каждой его отрасли в отдельности. Много уже говорено на тему о том, что горное дело должно принимать в строительстве этого активного баланса самое живое участие, что именно оно, при неисчерпаемых природных богатствах Союза и при его независимости от резкого воздействия сезонных и климатических факторов, должно стать надежным союзником подвластного стихии сельского хозяйства и стать регулятором нашей внешней торговли. В течение последних двух лет было приложено много усилий к тому, чтобы усилить экспорт, начатый в предыдущие годы, выявить новые экспортные объекты и ограничить импорт горнопромышленной продукции самым неизбежным минимумом. Кампания во всех указанных направлениях особенно усилилась в 1925—26 году.

Каковые же результаты этой кампании? Ответ на этот вопрос следует искать в итогах внешней торговли за истекший год, каковые сопоставлены в настоящем обзоре с итогами предшествующего 1924—25 года.

Начнем с импорта, который, представляя собой для богатой природными ресурсами страны, какою является наш Союз, вполне парадоксальное и одиозное явление нуждается в скорейшей ликвидации.

Импорт.

Общая динамика горнопромышленного импорта.

Импорт продукции горной промышленности составил:

Годы	Количества в 1000 *m*	В % % к 1913 г.	Стоимость в млн. руб.[1])
1913	10.908	100	189,1
1923—24	400	3,7	20,3
1924 - 25	131	1,2	26,2
1925—26	464	4,3	43,7

Как видно, горнопромышленный импорт в послевоенные годы составляет по количеству лишь ничтожную долю довоенного. По ценности соотношение не столь разкое[1]), но во всяком случае современный импорт обходится государству много меньше довоенного. Следовательно, при сокращении импорта во всех его выражениях, удельная ценность единицы импортируемой продукции резко возросла. Такое явление объясняется существенным изменением в качественном составе импорта и, прежде всего резким изменением абсолютных размеров и относительного участия импорта каменного угля. Являясь одним из наиболее дешевых импортных товаров уголь ввозился до войны в огромных количествах — в 1913 году ввезено 8.738.000 *m* — и составляя около 40% импорта, значительно увеличивал вес этого последнего в то же время, сравнительно мало отягощая его стоимость.

Сведение импорта угля в последние годы до минимальных по сравнению с довоенными количеств, существенно понижая количественные итоги, относительно мало отражается на стоимости.

Далее из рассмотрения той же таблички следует, что. сведенный до ничтожных размеров в 1924 - 25 году импорт в 1925—26 г. снова возрастает, увеличиваясь в $3^1/_2$ раза против 1924—25 г. Стоимость же импорта на протяжении трех последних лет растет, хотя и неравномерно, но все же последовательно. Основным фактором, обусловливающим такое расхождение в динамике весовой и ценностной является также уголь, за счет которого шло по преимуществу понижение импорта в 1924—25 г. и его новое повышение в 1925—26 г. Разумеется известную роль сыграли и изменения в участии и других ископаемых.

Сопоставление итогов горнопромышленного импорта с общетоварным импортом за 1925—26 и 1924 - 25 г. дает следующую картину:

Годы	По количеству в 1000 *m*			По стоимости в 1000 руб.		
	Общий импорт	Горнопром. импорт	% участия	Общий импорт	Горнопром. импорт	% участия
1924—25 . . .	1.614	130,9	8,1	360.936	26.216	7,3
1925—26 . . .	1.353	463,7	34,3	415.021	43.653	10,5

В то время, как общетоварный импорт по количеству снизился на 16,2%, а по стоимости увеличился лишь на 15%, горнопромышленный импорт увеличился по количеству в $3^1/_2$ раза, по стоимости — на 67%.

В силу указанного обстоятельства участие горнопромышленной продукции в общетоварном импорте возрасло по стоимости—с 7 до $10^1/_2$%, а по весу с 8 до 34%. Следовательно, по весу более $^1/_3$ импорта Союза представлена горнопромышленной продукцией.

Распределение импорта по основным группам ископаемых.

Из рассмотрения сводной таблицы импорта (№ 1) видно следующее; количественно наибольший и совершенно исключительный по своим размерам прирост импорта приходится на каменный уголь, импорт которого увеличился в 7 раз, достигнув 330 тыс. *m*, что составляет около $^3/_4$ всего горного импорта.

Будучи обусловлено напряженным положением с топливом, обозначившимся к началу 1925 - 26 года и соответственными крупными закупками заграничного угля, это резкое увеличение импорта каменного угля лишено угрожающего характера, поскольку

[1]) Цены 1913 — в довоен. единицах, 1924/25—1925/26 г. — в черв. исчислении, почему стоимость несопоставима.

цифра в 300.000 *т* далека от довоенных норм и поскольку напряженность положения разрешилась благодаря успешной работе наших угольных бассейнов и подъему нашей нефтепромышленности, обозначившимся на протяжении первой половины года. Относительная дешевизна угля в ряду других импортных товаров является, как сказано, причиной того, что по стоимости не было столь резкого увеличения. Импорт каменноугольной продукции по стоимости увеличился менее чем в 4 раза и участие в общем итоге увеличилось лишь в 2 раза, дойдя до 8,7%

Таблица 1.

Сводная таблица импорта.

	По количеству (тонны)				По стоимости (в 1000 руб.)			
	1924—25 г.		1925—26 г.		1924—25 г.		1925—26 г.	
	Количество	% участия	Количество	% участия	Количество	% участия	Количество	% участия
Продукция каменноугольной промышленности	46.944	35,9	329.367	71,0	1.008	3,9	3·813	8,7
Продукция нефтяной и асфальтовой промышленности	319	0,2	602	0,1	111	0,4	185	0,4
Черный металл	2.859	2,2	6.828	1,5	631	2.4	1.692	3,9
Цветной „	32.004	24,4	52.167	11,2	18·129	69,1	28.653	65,6
Прочие металлические и неметаллические ископаемые	35.654	27,2	25.935	5,6	4.633	17,7	5.937	13.6
Минеральные удобрения	7.267	5,6	32.906	7,1	219	0,8	1.148	2,6
Драгоценные камни и изделия из них	51	—	70	—	43	0,2	131	0.4
Абразивные вещества	1.641	1,3	1.576	0,3	1.080	4,1	954	2,2
Строительные материалы	1.108	0,8	959	0,2	51	0,2	43	0,2
Камень строительный, огнеупорный, керамические изделия	3.049	2,3	13.262	2,9	311	1,1	1.097	2,5
Всего	130.896	100	463.672	100	26.216	100	43.653	100

Импорт продукции нефтяной и асфальтовой промышленности увеличился по весу почти в 2 раза, по стоимости на 67%. Увеличение шло за счет асфальтового гудрона и группы соляровых, смазочных и парафиновых масел, представленной главным образом, парафином, производство какового в Грозненском районе еще не закончено оборудованием.

Импорт „черного металла" увеличился на 135% по количеству и слишком в $2^1/_2$ раза по стоимости. Здесь первенствующую роль играет импорт металлургических присадок в виде разных ферро-сплавов. Благодаря сравнительно высокой ценности этих последних, при понижении % участия всей группы в весовом итоге, участие ее в ценностном итоге возросло в $2^1/_2$ до 4%. При наличии у нас марганцевых, хромистых и др. руд, служащих исходным сырьем для выработки ферро-сплавов, импорт их необходимо поставить на вид соответственным трестам, не наладивших еще их производство внутри страны.

По группе цветных металлов импорт увеличился на 70% количественно и на 60% по стоимости. Анализируя указанную группу по составу, мы видим, что подавляющая доля прироста приходится на долю меди, импорт которой возрос почти в 10 раз по весу и примерно в 7 раз по стоимости. В силу такого резкого скачка существенно изменилась роль меди, занявшей в ряду металлов данной группы по весу—третье, а по ценности — второе место, в то время, как год тому назад она в обоих отношениях стояла лишь на пятом месте.

Значительно усилился импорт свинца (в $1^1/_2$ раза по весу) и цинка. Продолжающееся уже не первый год быстрое вздорожание на мировом рынке олова имело следствием то, что при незначительном росте импорта по весу, получился заметный прирост стоимости импорта. Примерно на 10% сократился импорт алюминия.

Обращаясь к группе прочих металлов и основных неметаллических ископаемых, мы наблюдаем противоположное движение весовых и ценностных итогов. По весу импорт упал почти на 25%, а по стоимости — увеличился на 30%. При этом участие группы в общем итоге упало: по весу резко—почти в 5 раз, по ценности—с 18 до 14%.

Анализируя динамику импорта по главнейшим представителям группы, мы наблюдаем следующее (см. таблицу 2).

Небольшой прирост импорта имел место по благородным металлам и редким элементам.

Более заметный прирост показал импорт висмута и сурьмы. Совершенно прекратился ввоз плавикового шпата, что объясняется с одной стороны приступом к разработке сначала Институтом Прикладной Минералогии и Металлургии, а затем трестом „Редкие элементы" (добыча достигла в 1925/26 году—2.433 *т*) с другой—тем, что при дороговизне нашего плавика, обусловленный расстоянием от мест добычи (Абагайтуйский район в Забайкалье) до Уральских и прочих заводов, наша металлургия приспособилась к иным, менее совершенным качественно, но более дешевым, местным флюсам. Совер-

шенно парадоксальным является рост импорта асбеста, при чем асбест ввозился не только в изделиях, но и в сыром виде — на 21 т. руб. Несколько понизился импорт талька. Увеличился импорт слюды, чрезвычайно быстро растет импорт графита, что несомненно свидетельствует об израсходовании, или значительном поредении старых запасов. Уменьшился ввоз барита. Крупный прирост импорта наблюдался по соединениям бора, а в ценностном выражении и иода.

К положительным явлениям следует отнести понижение импорта серы и, в особенности, полную ликвидацию импорта серного колчедана, что следует отнести за счет развертывания его добычи на Урале и в Закавказьи.

Крупный прирост имел место по селитре. Самый же крупный прирост наблюдался по калийным солям, ввоз которых увеличился в 8 раз, в связи с повышением спроса на минеральные удобрения. Заметно увеличился импорт драгоценных камней. По группе абразивных веществ наблюдалось уменьшение импорта. К положительным явлениям следует отнести почти полную ликвидацию импорта пемзы. По группе строительных материалов имело место понижение импорта за счет (по преимуществу), цемента. Характерно, что ввоз сырья в виде глин увеличился. Оживление строительства сказалось на резком увеличении импорта по группе строительных камней, огнеупорных и гончарных изделий, ввоз коих возрос в $4^1/_2$ раза по весу и в слишком 3 раза по ценности. Прирост шел преимущественно по гончарным изделиям, где с 16 *т* вырос до 2 тыс. *т* (в том числе черепицы 1,9 тыс. *т*).

Резюмируя изложенное, мы можем сказать следующее: на фоне общего повышения импорта, о котором говорилось выше, можно констатировать следующие единичные факты снижения или ликвидации импорта:

1) Полная ликвидация импорта наблюдалась:

а) По плавиковому шпату. Здесь мы имеем, приспособление наших металлургических заводов к дешевым флюсам местного происхождения и разработки плавика трестом „Редкие Элементы". Если внедрение в обиход нашей металлургии наиболее совершенного вида плавня, каким является плавиковый шпат, в принципе желательно, то практически процесс внедрения будет вероятно итти очень медленно и в ограниченном масштабе и может впредь итти всецело за счет местного плавика. Также и химическая (шпало-пропитка и пр.) промышленность будет строиться на основе использования нашего плавика. Поэтому импорт может считаться ликвидированным твердо.

б) Серный колчедан. До сих пор импортировался колчедан без примеси селена, необходимый для нужд бумажной промышленности. Постановка добычи этого сорта колчедана на Кавказе в ближайшие годы гарантирует, что к импорту серного колчедана возврата не будет.

Указанными двумя объектами и ограничиваются наши достижения в области полного изгнания импорта горной продукции.

2) Частичная ликвидация импорта.

В этом отношении наблюдаются следующие успехи:

а) Побочные продукты коксования угля. Сокращение импорта — почти вдвое. В пределах этой группы сведен почти на-нет ввоз толуола (в 1924—25 г.— 284 *т* на сумму 45 тыс. руб.); сократился с 643 до 429 *т* импорт нафталина. Однако увеличился импорт креозола и фенола. Развертывание производства и переработки побочных продуктов в Донецком и Кузнецком бассейне должны скоро свести на-нет и эти остатки импорта.

б) Чугун, железо, сталь. Сокращение ввоза специальных сортов очень незначительное.

в) Алюминий. Сокращение, при отсутствии у нас пока собственного алюминиевого производства, не может быть отнесено к достижениям. Необходимо ускорить создание собственной алюминиевой промышленности.

г) Сера, барит, тальк. Заметное сокращение испытал только импорт барита, производство которого у нас увеличилось, достигнув в 1925—26 г. слишком 11,6 тыс. *т* (Кавказ, Урал, Тюя-Муюнь).

Незначительное уменьшение ввоза серы объясняется отсутствием промышленных добычи и выплавки серы. Начатые недавно работы в Крыму (Чекур-Кояш) и намечаемые работы в Туркмении необходимо по возможности скорее дополнить разработкой Кара-Кумских месторождений, с вовлечением в эксплоатацию которых можно будет ликвидировать импорт. Необходимо ускорить детальную разведку этого месторождения и изучение технологии. Возможно, что процесс ликвидации будет ускорен и путем использования газов ватер-жакетных печей, при плавке медных колчеданов Урала.

Сокращение импорта естественных абразивных материалов можно в значительной мере приписать выработке их трестом „Минеральное Сырье".

Заканчивая краткий обзор наших успехов в деле замены импорта собственным производством, коснемся обратных сторон дела. В целом наши успехи оказываются все еще недостаточными для прямого сокращения общего горнопромышленного импорта.

Таблица 2.

Горнопромышленный импорт СССР в 1925—26 г. по сравнению с 1924—25 г. (количества — в метрических тоннах, суммы — в 1000 рублей).

	1924—25 г.		1925—26 г.		Увеличение		Уменьшение	
	Количество	Сумма	Количество	Сумма	Количество	Сумма	Количество	Сумма
Продукция каменноугольной промышленности:								
Каменный уголь, кокс, брикет	45.838	81	328.730	3.710	282.892	2.897	—	—
Побочные продукты	1.106	195	637	103	—	—	469	92
Итого.	46.944	1.008	329.367	3.813	282.423	2.805	—	—
Продукция нефтяной и асфальтовой промышленности:								
Нефтепродукты	115	65	340	97	225	32	—	—
Асфальтовый камень и гудрон	204	46	262	88	58	42	—	—
Итого.	319	111	602	185	283	74	—	—
Главнейшие металлические ископаемые и их полуфабрикаты:								
Чугун в штыках.	1.556	98	1.385	98	—	—	171	—
Ферро-хром, шпигель	763	132	4.604	870	3.841	738	—	—
Другие ферро-сплавы	540	401	839	724	299	323	—	—
Итого.	2.859	631	6.828	1·692	3.970	1.061	—	—
Медь	1.635	1.038	11.304	7.308	9.669	6.270	—	—
Свинец	14.200	5.210	21.903	7·508	7.763	2.298	—	—
Цинк	12.085	4.524	14.709	5.488	2.624	965	—	—
Олово	2.029	4.871	2.068	5.659	39	788	—	—
Алюминий	2.019	2.382	1.796	2.152	—	—	223	231
Никель	6	11	23	41	17	30	—	—
Ртуть	2	6	19	77	17	71	—	—
Прочие цветные	29	86	345	420	316	338	—	—
Итого.	32.004	18.129	52.167	28.653	20.163	10.524	—	—
Прочие металлические и неметаллические ископаемые:								
Благородные металлы и изделия из них	0,1	30	0,1	51	—	21	—	—
Редкие элементы	1	4	2,7	9	2	5	—	—
Висмут	28	265	38	395	10	130	—	—
Сурьма в руде	71	22	132	64	61	42	—	—
Сурьма металлич.	2	1	13	10	11	9	—	—
Плавиковый шпат	282	13	—	—	—	—	282	13
Асбест	52	107	112	171	60	64	—	—
Магнезит	0,2	0,2	0,4	0,2	—	—	—	—
Тальк.	880	95	817	83	—	—	63	12
Слюда	30	94	76	265	46	171	—	—
Графит	220	88	508	181	288	93	—	—
Барит.	386	24	153	10	—	—	233	14
Бор и его соединения	1.885	364	3.992	608	2.107	244	—	—
Бром, иод и их соединения	198	1.530	204	1.988	6	458	—	—
Сера и серный цвет	9.234	648	8.893	641	—	—	341	7
Серный колчедан	14.061	264	—	—	—	—	14.061	264
Селитра	8·070	1.078	10.958	1.460	2.888	382	—	—
Поваренная соль	254	6	36	1	—	—	218	5
Итого.	35.654	4.633	25.935	5.937	—	1.304	9.719	—
Минеральные удобрения:								
Калийные соли	651	35	2.041	105	1.390	70	—	—
Фосфориты немолотые	—	—	11.154	251	11.154	251	—	—
Суперфосфаты	4.941	138	12.982	452	8.041	314	—	—
Томас-шлаки	1.675	46	6.729	340	5.054	294	—	—
Итого.	7.267	219	32.906	1.148	25.639	929	—	—
Драгоценные камни и изделия	51	43	70	131	19	88	—	—

Таблица 2 (продолжение).

	1924—25 г.		1925—26 г.		Увеличение		Уменьшение	
	Количество	Сумма	Количество	Сумма	Количество	Сумма	Количество	Сумма
Абразивные (шлифовальные) материалы:								
Наждак, корунд, трепел	263	71	93	26	—	—	170	45
Пемза	85	24	—	—	—	—	85	24
Карборунд, шкурки и проч.	806	521	879	421	73	—	—	100
Шлифовальные камни естественные	230	78	378	129	148	51	—	—
„ „ искусственные	257	386	225	378	—	—	32	8
Итого.	1.641	1.080	1.576	954	—	—	65	126
Строительные материалы:								
Глины	701	36	719	30	18	—	—	6
Мел, гипс	19	2	2	0,2	—	—	17	2
Трасс, пуццолан	—	—	1	0,4	1	—	—	—
Цемент	388	13	237	12	—	—	151	1
Итого.	1.108	51	959	43	—	—	149	8
Камень строительный, огнеупорные, гончарные изделия и проч.								
Камень строительный, жернова естественные и искусственные	2.430	107	1.093	77	—	—	1.337	30
Огнеупорные материалы	472	48	10·011	717	9.539	669	—	—
Керамические, гончарные изделия	16	11	2.041	148	2.025	137	—	—
Литографский камень	131	145	117	155	—	10	14	—
Итого.	3.049	311	13.262	1.097	10.213	786	—	—

В числе ископаемых, импорт которых возрастал, можно выделить такие, выработка коих задерживается вовсе или замедляется в своем развертывании уважительными причинами, как-то: значительностью необходимых капитальных затрат, в частности, необходимостью, в целях достаточного удешевления продукции, организовать производство на базе дешевой энергии, например, гидроэлектрической. Сюда относится, например, в той или иной мере производство цветных металлов.

Постановка разработки ряда других ископаемых требует разрешения проблемы транспорта на далекие расстояния. Таковы плавиковый шпат, барит, отчасти сера. Медленность в развертывании добычи таких ископаемых в условиях экономии капитальных затрат понятна сама собой.

Есть, наконец, группа ископаемых, добыча коих сопряжена с предварительной длительной геологической и промышленной разведкой, таковы калийные соли, висмут, сурьма.

Но имеется другая группа ископаемых, где безусловно возможна и необходима немедленная и более энергичная борьба с импортом, чем те попытки, зачастую неудачные, какие делались до сих пор.

Сюда относятся, например, тальк, слюда и графит. Выработка талька организуется в настоящее время уральским СНХ; слюдяные месторождения Сибири (Слюдянка и Мама-Чуйский район) разрабатываются Сибирским краевым слюдяным трестом. Здесь импорт в 1926 г. является показателем просто медленности или прямых дефектов в организации дела.

Таковы те основные условия, при которых по линии изгнания импорта возможны наши дальнейшие успехи.

Экспорт.

Общая динамика.

Экспорт продукции горной промышленности составил:

Годы:	Количество в 1000 *т*	В % % к 1913 г.	Стоимость в миллионах рублей
1913	2.839	100	89,0
1923—24	1.321	46,5	53,4
1924—25	2.470	87,0	89,5
1925—26	2.806	98,8	102,4

Как видно наш горнопромышленный экспорт в 1925—26 году почти сравнялся с довоенным по количеству.

Динамика по весу и по ценности показывает неуклонный и быстрый рост.

Сопоставление горнопромышленного экспорта в 1924—25 и 1925—26 г.г. с общетоварным дает следующую картину:

Годы:	По количеству в 1000 *т*			По стоимости в 1000 рублей		
	Общий экспорт	Горнопромышленный экспорт		Общий экспорт	Горнопромышленный экспорт	
		Количество	% участ.		Количество	% участ.
1924—25 . .	5,474	2.470,2	45,1	325.573	89.525	27,5
1925—26 . .	7,123	2.805.9	39,4	415.593	102.421	24,6
Прирост . .	13,0%	13,6%	—	24.6%	14,4%	—

Как видно, горнопромышленный экспорт увеличился в 1925—26 году по сравнению с предыдущим количественно на 13,6%, по стоимости—на 14,4%. Само по себе довольно значительное увеличение горнопромышленного экспорта лишь количественно шло вровень с развертыванием общетоварного экспорта, по ценности же заметно отставало от этого последнего.

Участие горной продукции в общей экспортной товарной массе понизилось, как по количеству, так и по стоимости.

Качественный состав горнопромышленного экспорта.

В составе этого последнего, как всегда, главную и совершенно исключительную роль играли нефть и нефтепродукты. Если выделить нефтяную группу и рассмотреть динамику экспорта по ней и по группе прочих минеральных продуктов отдельно, мы получаем следующее:

Группы	Участие в % % к итогу				Прирост в % % к предыдущему году	
	По количеству		По стоимости		1925—26 год	
	1924—25 год	1925—26 год	1924—25 год	1925—26 год	По количеству	По стоимости
Нефть и нефтепродукты .	54	51	70	68	5,9	10,7
Прочие минеральные продукты.	46	49	30	32	21,4	23,5
Итого . . .	100	100	100	100	13,6	14,4

Одностороннее равнение нашего горнопромышленного экспорта на нефть понемногу уступает место более равномерному распределению экспорта между двумя группами. Как видно из правой половины таблицы развитие экспорта прочих ископаемых совершается в более быстром темпе, чем развертывание нефтеэкспорта.

Обращаемся от этих общих выводов к более детальному обзору динамики экспорта, представленной в таблице 3.

Из рассмотрения указанной таблицы мы видим, что уменьшение или полное прекращение экспорта имело место лишь по двум объектам: а именно:—совершенно прекратился экспорт озокерита и сократился примерно на 20% экспорт железных руд. Это явление, в связи с улучшением конъюнктуры мирового рынка наблюдавшимся во второй половине 1926 г. следует считать временным и уже итоги первого квартала текущего года показали улучшение положения нашего экспорта. В 1925—26 г. сократился экспорт в Германию—Голландию, напротив в Польшу, Италию он заметно усилился, а в Англию, куда в 1924—25 г. вовсе не было вывоза в 1925—26 г. вывезено 7.008 *т*.

По всем прочим ископаемым имело место в том, или ином размере увеличение экспорта.

Таблица 3.

Экспорт (количество — в тоннах, стоимость — в 1000 руб.).

	1924—25 г.		1925—26 г.		Увеличение		Уменьшение	
	Количество	Стоимость	Количество	Стоимость	Количество	Стоимость	Количество	Стоимость
Каменный уголь.								
Донецкий	240.408	3.036	247.574	3.712	7.166	676	—	—
Сучанский	126.500	1.121	218.944	1.877	92.444	756	—	—
Кам/угольный пек	—	—	14.953	446	14.953	446	—	—
Итого продукция кам/угольн. промышленности	366.908	4.157	481.471	6.035	114.563	1.878	—	—
Сырая нефть	62.449	1.915	110.858	3.334	48.409	1.419	—	—
Нефтепродукты	1.268.212	60.852	1.311.991	66.153	43.879	5.301	—	—
Итого продукция нефтяной промышленности	1.330.661	62.767	1.422.849	69.487	92.188	6.720	—	—
Озокерит	113	75	—	—	—	—	113	75
Асфальт	3	0,3	66	3	63	3	—	—
Итого	116	75	66	3	—	—	50	72
Руда железная	189.350	1.742	149.746	1.382	—	—	3.671	360
„ марганцевая	526.910	17.891	678.784	21.562	151.874	39.604	—	—
„ цинковая	—	—	811	40	811	40	—	—
Асбест	5.936	1.460	7.213	1.704	1.277	244	—	—
Магнезит	—	—	1.059	60	1.059	60	—	—
Графит	—	—	1.513	289	1.513	289	—	—
Слюда	—	—	10	15	10	15	—	—
Самоцветы	—	488	—	611	—	123	—	—
Соль	20.273	261	26.253	418	5.980	157	—	—
Цемент	30.078	634	35.908	766	5.830	132	—	—
Итого руды и нерудные ископаемые	772.547	22.476	901.297	26.846	128.750	4.370	—	—
Всего	2.470.232	89.475	2.805.683	102.371	335.451	12.896	—	—
То же без нефти	1.139.571	26.708	1.382.834	32.934	243.263	6.226	—	—

Следуя в нисходящем порядке по ценностному выражению, мы имеем следующий прирост экспорта:

1) Нефть и нефтепродукты: экспорт увеличился на 5,3 милл. руб., или 8,7%. Несмотря на то, что более половины прироста по количеству падает на долю сырой нефти, т.-е. относительно дешевого продукта, общий прирост по ценности все же превышает прирост количественный, каковой составляет лишь 7%.

2) Марганцевая руда. Экспорт увеличился по стоимости на 3,7 милл. руб., или на 20,7%, по количеству—на 28,8%.

Между двумя производственными районами экспорт распадается следующим образом:

Районы	Предприятие	1924—25 год	1925—26 г.	Прирост	
				Количество	В %%
Чиатуры	Концессия Гарримана	Тонны 385.870 Тыс. руб. 14.789	467.916 17.092	82.046 2.303	21,3 15,6
Никополь	ЮРТ	Тонны 141.040 Тыс. руб. 3.102	210.868 4.410	69.828 1.308	49,5 42,2

Как видно бо́льшая часть прироста падает на Чиатуры, но Никопольский экспорт опережая экспорт Чиатурского района по темпу, догоняет этот последний.

Экспорт марганца в целом достиг 57% довоенного уровня. В разверстке экспорта из двух наших производственных районов произошел крупный сдвиг в сторону увеличения вывоза из Никополя, каковой увеличился против довоенного в $2^1/_2$ раза. Экспорт нашего марганца увеличился за счет вывоза в Англию, Бельгию, Голландию, Германию, Францию, Польшу и С. Штаты.

Таблица 4.

Распределение экспорта по назначению (количества — в тоннах, стоимости — в 1000 руб.; по отдельным странам — только количеств).

	Цемент	Асбест	Руды железные	Руды марганцевые	Каменный уголь	Сырая нефть	Легкие нефт. масла	Нефтепродукты	Итого по нефти	Всего тов. непромышл. экспорт
1924—25 г.										
Количество	30.078	5.936	189.349	526.910	240.409	62.449	—	1.268.212	1.330.661	2.323.459
Стоимость	634	1.460	1.743	17.891	3.036	1.915	—	60.852	62.767	87.637
1925—26 г.										
Количество	35.908	7.213	149.746	672.992	247.571	110.858	—	1.311.991	1.422.849	2.662.519
Стоимость	766	1.704	1.383	21.285	3.711	3.334	—	66.153	69.487	98.856
Австрия.										
1924—25 г.	—	—	—	—	1.251	—	—	—	—	—
1925—26 г.	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Англия.										
1924—25 г.	—	—	—	59.760	—	4	121.356	227.649	349.009	—
1925—26 г.	—	—	7-008	69.849	—	24	151.030	210.504	361·668	—
Бельгия.										
1924—25 г.	—	—	—	46.689	—	4	21.450	40.937	62.391	—
1925—26 г.	—	—	—	82.912	—	1	18.961	22.156	41.118	—
Германия.										
1924—25 г.	19	5.936	109.325	45·395	113	558	47.123	135.105	182.786	—
1925—26 г.	—	6.951	50.519	42.267	259	32.023	59.402	121.896	213.321	—
Голландия.										
1924—25 г.	63	—	32.914	87.938	—	—	—	29.288	29.288	—
1925—26 г.	—	—	10.043	102.335	—	—	1.642	17.315	18.957	—
Дания.										
1924—25 г.	—	—	—	—	6	—	—	7.630	7.630	—
1925—26 г.	—	—	—	—	—	—	—	6.205	6.205	—
Индия.										
1924—25 г.	—	—	—	—	—	—	—	11.655	11.655	—
1925—26 г.	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Италия.										
1924—25 г.	—	—	35.327	45.477	128.533	37.653	14.547	169.682	221.882	—
1925—26 г.	—	—	39.222	32.672	96.512	62.808	31.663	260.401	354.872	—
Латвия.										
1924—25 г.	—	—	—	—	5	5.718	254	14.491	20.463	—
1925—26 г.	—	—	—	—	1	6.687	342	7.252	14.281	—
Норвегия.										
1924—25 г.	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
1925—26 г.	—	—	—	—	—	—	—	5.514	5.514	—
Польша.										
1924—25 г.	33	—	7.457	3.020	1.152	—	—	—	—	—
1925—26 г.	—	—	42.954	23.504	380	—	—	—	—	—
С.-Штаты.										
1924—25 г.	1	—	—	204.118	—	—	—	411	411	
1925—26 г.	3.698	—	—	278.550	—	—	—	—	—	—
Турция.										
1924—25 г.	28.703	—	—	—	104.852	1 9	2.497	65.617	68.233	—
1925—26 г.	26.611	—	—	—	55.001	179	7.720	45.455	53.360	—
Финляндия.										
1924—25 г.	16	—	—	1	—	—	668	877	1.515	—
1925—26 г.	—	262	—	—	—	—	2.234	1.351	3-585	—
Франция.										
1924—25 г.	—	—	—	25.697	3.962	—	64.232	58.880	123.112	—
1925—26 г.	—	—	—	40.897	89.502	4	107.007	103.566	210.577	—
Швеция.										
1924—25 г.	2	—	—	—	500	—	—	—	—	—
1925—26 г.	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Эстония.										
1924—25 г.	—	—	—	—	—	621	330	948	1.568	
1925—26 г.	—	—	—	—	—	812	40	1.387	2.239	—
Прочие.										
1924—25 г.	—	—	—	—	—	—	—	228.813	228.813	—
1925—26 г.	—	—	—	—	—	—	—	122.327	122.327	—

3) Каменный уголь. Увеличение экспорта за год по всей продукции каменноугольной промышленности составило 1,9 милл. руб., или 45%. Особенно следует отметить увеличение вывоза Сучанского угля и вывоз пека. Увеличение каменноугольного экспорта в Европу произошло за счет отправок во Францию, лишившуюся во время стачки английского угля, при уменьшении экспорта в Польшу и Турцию и прекращении вывоза в Австралию.

По прочим ископаемым следует отметить:

1) Возобновление вывоза цинка из Тетюхе (с июля 1926 г.)

2) Увеличение экспорта асбеста, за счет усиления вывоза в Германию и организации вывоза в Финляндию. Экспорт асбеста достиг 60% довоенного уровня.

3) Организацию впервые экспорта магнезита. Первый опыт был произведен с наименее ходовым из трех сортов магнезита—металлургическим порошком. Приступ в текущем году к экспорту более ценных магнезитовых кирпичей обещает увеличение экспорта. Не далее, как год тому назад эти кирпичи еще ввозились к нам.

4) Увеличение экспорта соли, который достиг 228% довоенного уровня.

5) Увеличение экспорта цемента.

6) Начат экспорт слюды. Вывезена была небольшая партия скупленная у старателей. В текущем году организована регулярная добыча на Слюдянском месторождении и в дальнейшем в Мамско-Чуйском районе, откуда пойдут наиболее ценные сорта слюды.

7) Начат экспорт Курейского графита. В таблице показан фактический вывоз через границу.

8) Увеличение экспорта самоцветов (изумруды), который достиг 107% довоенного уровня.

Распределение экспорта по назначению представлено, для главнейших видов ископаемых, на таблице 4.

Кроме указанных объектов в 1925—26 г. были отправлены за границу пробные партии каолина, талька, корунда, асфальта, боксита, вольфрамита, молибденита.

Баланс внешней торговли.

Подходя к балансу внешней торговли горнопромышленной продукцией необходимо оговориться, что приводимая ниже сводка не дает баланса в точном смысле слова, поскольку объем спецификации для импорта и экспорта не вполне совпадает, хотя и весьма близок. Несовпадение это не случайное и вызвано отчасти обобщающим характером таможенной номенклатуры, затрудняющим и без того нелегкую задачу выделения „горной" продукции в точном смысле слова, отчасти сознательным желанием охватить по какой-либо из двух торговых операций некоторые объекты не входящие прямо в состав горной продукции, но слишком тесно связанные с ближайшими задачами нашей горной промышленности (по линии химической и металлургической промышленности по преимуществу).

Существенных нарушений в картину соотношений экспорта и импорта, как сказано, это незначительное расширение спецификации не вносит.

Сопоставление импорта и экспорта дает следующую картину (в млн. руб.):

		1924—25 г.	1925—26 г.
Экспорт	не считая нефть	26,7	32.9
	всего	89,5	102,4
Импорт		26,2	43,7
Баланс	с учетом нефти	+ 62,8	+ 58,7
	без нефтеэкспорта	+ 0,5	— 10,8

Как видно баланс, при учете нефтяного экспорта, образующего ядро экспорта горной продукции, является активным с значительным превышением экспорта над импортом. Картина существенно меняется, если откинуть нефтеэкспорт и ограничиться прочей горнопромышленной продукцией. В таком случае баланс в 1924 - 25 г. становится нулевым, в 1925—26 году, в силу роста угольного импорта,—пассивным.

Заключение.

Как общий вывод из всего сказанного следует, что кампания за усиление активности нашего внешнего торгового баланса по линии горной промышленности дала ощутительные результаты и идет по верному пути.

За отчетный год мы имеем полную ликвидацию импорта по 1) плавиковому шпату, 2) серному колчедану, 3) пемзе, 4) магнезиту (ввозились прежде кирпичи, поименованные в составе огнеупорных материалов).

Существенно уменьшен импорт: побочных продуктов коксования угля, барита, соли, наждака и др. абразивных материалов и строительного камня. Менее значительные снижения импорта мы имеем по ряду других объектов.

Созданы новые (и возобновленные) объекты в виде: 1) Магнезита, 2) Слюды, 3) Графита, 4) Цинкового концентрата. Увеличился экспорт нефти, угля, марганца и др.

Переходя от положительных достижений к дефектам в организации дела, приходится отметить следующее:

Результаты могли бы быть уже сейчас более значительными как в смысле замены импортных товаров отечественными, так и в смысле развертывания экспорта, при условии более интенсивного нажима на качественную сторону постановки у нас производства ряда новых объектов и на снижение продажных цен.

Как пример в первом случае вспомним слабые успехи нашей графитовой промышленности в деле вытеснения импорта, объясняемые исключительно его недоработкой до вида, удовлетворяющего всем требованиям рынка. Как пример второго упомянем плавиковый шпат, вольфрамит, по которым еще не решена достаточно удовлетворительно проблема экономического преодоления больших расстояний перевозки к местам потребления.

Нужно твердо и настойчиво бороться за немедленное улучшение постановки добычи и необходимой переработки ряда горнопромышленных объектов в настоящий „товар", конкуренто-способный с заграничным на нашем внутреннем и на внешнем рынках. Нужна энергичная кампания за стандартизацию товара.

Нужна дальнейшая борьба за удешевление продукции на месте потребления. Эта борьба охватывает как снижение производственных расходов, так, особенно, расходов по транспорту, что вызывается не всегда удачным расположением наших производственных районов в отношении центров потребления. Со стороны наших тарифных учреждений горная промышленность вправе ожидать очень внимательного отношения, оправдываемого важностью возложенных на нее задач.

Настаивая на немедленной постановке первичной переработки ряда горнопромышленных товаров, с целью получения стандартных марок, мы не должны, конечно, закрывать глаза на то обстоятельство, что постановка соответствующих технических процессов зачастую связана с импортом специального оборудования обогатительных фабрик и т. п. и что достижения в области ликвидации горнопромышленного импорта и создания экспорта будут ослабляться расходом на импорт оборудования, в тех случаях, когда таковое, в данный момент, не может быть изготовлено у нас. Это соображение диктует нам следующую тактику. Не стремясь к слишком форсированному нажиму на число новых объектов, лучше обратить все усилия, на то, чтобы по очереди одно за другим модернизовать наше производство, но в этом отношении итти сразу к цели и до конца.

Москва.

Письма в Редакцию.

К статье Б. К. Карачунского.

„О хромомагнезитовом кирпиче для футеровки" [1].

В цементной промышленности сейчас применяются следующие огнестойкие материалы для футеровки.

1) Для шахтных печей всех систем—применяется шамотный кирпич до 1700° и в этом отношении издения Боркомбината и Часов Яра цементные заводы удовлетворяют. Опыт проведенной у нас выкладки шахтной печи (Шнейдера) одним цементным кирпичом показал, что им можно пользоваться только на срок 4 мес. не больше.

2) Для вращательных печей применяется „Динамидон" — кирпич состоящий до 75% из глинозема, который сейчас из-за границы не получается, и в данное время почти все вращательные печи футеруются в зоне спекания цементным кирпичом, а за зоной спекания, до конца — шамотным кирпичом, указанных выше марок. Футеровка вращательной печи в зоне спекания составляет всю заботу производства цемента. Заграница нашла способы удлинения срока обжига и выдержки огнеупорного материала и по несколько месяцев—у нас же, до сих пор достижений этих не получено и на цементном кирпиче в общем ограничиваемся сроками в 18 — 30 — 35 суток.

В виду этого обстоятельства, предложение автора можно только приветствовать, но при том следует выяснить еще некоторые вопросы и дать разъяснения, а именно:

---

[1]) „Минеральное Сырье" 3, 215, 1917 г.

1) Какой сорт новороссийского портландцемента был применен для опыта автором—обыкновенный строительный или „Высокодействующий“ — для футеровки идет только „Высокодействующий“, т.-е. тот который уже раз прошел через температуру печи в 1 700°.

2) Весь опыт Автором был проведен в состоянии покоя, в срок 12—14 часов, и после этого замечена все же реакция, давшая углубление до 3 *мм*— этот опыт не соответствует условиям работы вращательной печи — печь примерно в 60 *м* длины—в диаметре—2,7 *м*, вращается приблизительно, давая 1 оборот в 1 минуту и меньше; весь обжигаемый товар, так называемый, горошек, скользит по футеровке: горошек омывается пламенем — а противоположная свободная стенка футеровки омывается снова голым пламенем и находится в раскаленном состоянии. В процессе сгорания распыленного угля, падает часть шлака на горошек и на стенки, а часть пролетает дальше. В атмосфере газов, смотря по сорту топлива, имеется сера и колчедан. Все это происходит при температуре в середине самой зоны спекания не меньше 1700° и в температуре впереди печи—1450°—1480°—1500° Ц.

Как видно, в процессе обжига происходят действия на футеровку не только химические, но и механические давления всей обжигаемой массы и движение вращения, расширения, движения газов и проч., и этим явлениям цементный кирпич противостоит только определенный небольшой срок. Как указывает Автор, цемент, правда, зеленеет со стороны огня, окрашиваясь в очень красивый цвет, далее темнеет до темно-зеленого; способствует этой окраске, вероятнее всего, марганец и соединения железа скорее, чем щелочи (указание Автора) и эта ярко-зеленая окраска может быть принята, как характерная краска самого цемента, но к изучению данного вопроса окраски цемента, до сих пор пока, никто с научной стороны не подходил. Далее, после зеленой полосы — получается заметная желтоватая полоса, очень твердая, потом черноватая и полоса нетронутого кирпича—серая. Все эти полосы, соответственно времени хода печи, подвигаются от стороны огня к железу печи и доходят, в лучших случаях, до толщины в 4 *см*, который остается из целого кирпича размером: 23.5 × 9 × 25 *мм*. После некоторого лежания на воздухе, кирпич рассыпается.

Химическое влияние в процессе обжига на футеровку видно из следующего: цементный кирпич приготовляется из того же цементного клинкера, т.-е. горошка (отсеянного), для ровности зерна и раствора смолотого цемента (Высокодействующего) с водой — в отношении 1 : 1 (горошек и цемент) и воды около 15%, при чем вся масса подвергается трамбованию под ударами копра и, таким образом, получается трамбованный, как бы бетонный цементный кирпич, который после выдержки в воде и на воздухе от 1—3 месяцев, а если дольше, то тем лучше, пригоден для выкладки в печи — где кладется под заливку жидкого цементного раствора, с возможно малыми швами и крепко замкнутыми замками кольца кладки; после законченной кладки, печь без особой подсушки, в данном случае ненужной, подтапливается дровами и пускается в ход, как только зажжется распыленный уголь.

По химическому составу:

1) Уложенный новый кирпич содержит до обжига:		2) Футеровочный, тот же кирпич, после производства обжига:
Потеря прокаливания . .	0,50%	7,80%
SiO_2	23,14%	32,38%
$Al_2O_3 + Fe_2O_3$	5,50%	6,30%
CaO	69,52%	51.36 в том свободн. CaO—7.74%
MgO	следы	немного больше.
SO_3	0,54%	1,48%
Щелочи (остаток) . . .	0,78%	0,68%
	100,00%	100,00%
Гидромодуль = 2,40		= 1,33

Тут заметно разложение цемента—уход из него кальция, прирост SiO_2 и вредного SO_3, вплоть до гидромодуля 1,33, т.-е. не соответственного портландцементу (нормы минимум—1,75—2,2—2,4).

В случаях применения угля с большим содержанием FeS_2, с содержанием в угле SO_3 до 4%, что еще допустимо для вращалок, но и то в исключительных случаях — FeS_2 переходит в закись FeO, которая оседает на футеровку и на нее начинает наклеиваться кольцо, в конце концов задерживающее производство самой печи—тут принимает участие и футеровка, и топливо, и обжигаемая масса; такое кольцо получается следующего состава:

Потери прокаливания . .	0,25%
SiO_2	29,88%
R_2O_3	18,56%
CaO	47,66%
SO_3	1,86%
S	1,05%
	99,26%
Гидромодуль	0.984

Тут еще ярче видно разложение состава всего цемента как футеровки, так и самой обжигаемой массы, которая по составу $CaCO_3$ была = 79.5%.

Имеются и другие условия образования колец в печи, но их рассматривать не буду. Последним ярким примером, хочу указать на влияние серы, которой много меньше бывает в генераторных газах печи Мендхейма.

После этого краткого описания, влияния на футеровку, следует себе задать вопрос выдержит ли это все хромомагнезитовый кирпич. Хром — выдержит, но в нем имеется Fe_2O_3 и MgO — в цементной массе оба являются плавнями; MgO будет еще скорее уходить из кирпича, чем известь (CaO), а если ее будет попадать в цемент выше 3%, то она вредна цементу (нормы до 3%). Как будет относиться данный кирпич к механическому действию стирания при высокой температуре; — то что он выдерживает более длительные остановки и охлаждение—очень важное и желанное для нас качество.

В отношении цены—шамотный кирпич стоит от 75 — 100 р. за тонну, а наш цементный кирпич (одна штука весит 30 фунтов) стоит 30 — 35 р. за тонну, и с последней ценой и независимостью от заготовки другими заводами, доставки и прочими условиями приходится считаться. Далее если хромомагнезитовый кирпич выдержит обжиг в 40 — 60 суток без перерыва, то такой кирпич может оказать большое влияние на производительность вращательной печи — в другом случае он окажется и дорогим, и не очень полезным.

В заключение приходится сказать, что всему, конечно, учит опыт, а потому от Центральной лаборатории Треста при заводе „Пролетарий“ в Новороссийске, прошу Автора не отказать в любезности прислать нам пока, как образцы для проведения некоторых опытов, 2 — 4 штуки хромомагнезитового кирпича, лучше нашего, или приближенного формата, а в дальнейшем может и удастся нам провести и опыт в заводском масштабе.

За оказанное содействие по данному вопросу приношу уважаемой Редакции мою искреннюю благодарность.

Инженер-технолог *К. Крассовский.*

Новороссийск. 2 мая 1927 г.
Центральная Лаборатория
завода „Пролетарий“.

Заметки и Хроника.

Лейпцигская выставка 1927 г. Экспонентами горной и секции ископаемых были: Русские Самоцветы, Новоросцемент и др. Последними посланы были прекрасные экспонаты, которые, будучи подкреплены литературой и диаграммами, вполне охарактеризовали нашу все увеличивающуюся промышленность.

Особый интерес вызвал у иностранцев наш графит, недавно появившийся на Лейпцигском рынке. Большой коммерческий интерес был проявлен к асбесту, цементу и драгоценным камням. Этими экспонатами интересовались, главным образом, австрийские, германские, польские и восточные купцы.

До войны русский цемент экспортировался в государства, прилегающие к Черному морю и в Персию. После войны в 1922/23 опер. г. впервые большое количество цемента было вывезено в Турцию, экспорт которого в 1924/25 г. достиг 30.078 *т*, т.-е. превысил в пять раз довоенный экспорт. По официальной турецкой статистике из 16.913 тыс. общего импорта, на долю СССР падает 7.361 тыс., т.-е. 43,5% общего импорта.

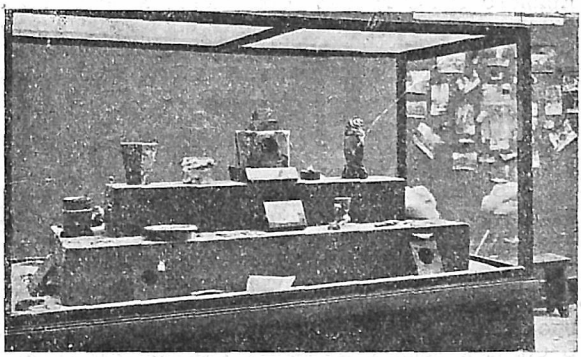


Рис. 1. Витрина изделий треста „Русские Самоцветы" на Лейпцигской Выставке 1927 г.

Появление на ярмарке экспонатов туруханского графита привлекли к себе особое внимание со стороны германских, австрийских и польских фирм. Русский графит был заменен во время войны богемским, цейлонским, мадагаскарским и корейским графитом. Высокое содержание углерода в туруханском графите делает воможным разнообразное его применение, и германские фирмы вели серьезные переговоры о закупке пробных партий.

Высокое качество нашего антрацита побудило крупные германские фирмы приступить к опытам производства электродов из антрацита вместо употребляемого для этой цели в настоящее время графита.

Анализ выставленных образцов следующий:

Наименование топлива.	Влага.	Летуч.	Зола	Сера	Калор в органич. массе.
Уголь	2—3½	29—32	5—7	1—1½	8.350
„	3—3	18—21	5—6	1—1½	8.500
Антрацит	3—4½	3½—5	4—5	1—2	8.300

Сбыт антрацита в Германию возможен до нескольких сот вагонов в месяц.

В большом спросе также асбест, находящий сейчас в Германии широкое применение. Наш экспорт его в Германию с каждым годом увеличивается. Последнее видно из того, что если экспорт асбеста в Германию в 1924/25 г. достигал 5.936 *т* или суммы 1.460 тыс. руб., то уже в 1925/26 году вывоз асбеста составлял сумму 1.629 тыс. руб. или в количестве 6.951 *т*.

Из этого видно, что размеры экспорта союзного асбеста в Германию могут быть значительно увеличены. Каолином интересовались представители коттовицких фабрик.

Кстати следует указать, что, судя по росту спроса и серьезности предложений на продажу каолина, мы можем предположить, что наш экспорт его в Германию значительно увеличится.

Поэтому задача вновь организуемых заводов по выработке каолина, наряду с увеличением добычи, добиться и повышенного качества, что важно для нас, как страны экспортирующей.

Я. Кремянский.

КОНФЕРЕНЦИЯ ИНСТИТУТОВ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ (НТУ—ВСНХ—СССР). В работах конференции (25—27 февраля 1927 г.) приняли участие Коллегия НТУ, директора и научные сотрудники Институтов, представители главных управлений ВСНХ (Главгортоп, Главхим, Главметалл), Госплана, Главнауки и ряда трестов (Госпромцветмет; Уралплатина; Алданзолото, Продасиликат, Металлосиндикат, Донуголь, Азнефть, Грознефть, Эмбанефть, трест «Русские самоцветы», Севхимтрест), заинтересованных в работах конференции. Конференция имела 5 заседаний и, кроме работ институтов, заслушала также доклады: лабораторий Эмбанефти и Грознефти и обсудила ряд вопросов общего характера, связанных с рационализацией научно-исследовательского дела в Союзе.

Институт Прикладной Минералогии и Металлургии в течение 1925—26 г. провел ряд актуальных работ по обследованию месторождений различных полезных ископаемых: известняков Донецкого бассейна, медных песчаников Донецкого бассейна, трепелов Камышловского района, полировальных камней в районе Кривого Рога, графитовых месторождений на Украине в Криворожском и Мариупольском округах и в районе р. Курейки, керамического сырья в западной части Донбасса, кварцитов, пригодных для динасовых заводов, огнеупорных глин в окрестностях Владимирского завода, разведочные работы на Садонском руднике, в результате которых установлено, что рудные запасы, обнаруженные бурением, определились около 670.000 тонн руды, с содержаением 20—22% цинка и 7—8% свинца, работы на Тквибульских копях обнаружили запасы угля в 3,17 миллионов тонн.

В области обработки минерального сырья Институтом выполнены две основные работы по меди и мышьяку, проведено лабораторное исследование получения серы из сернистых газов. Результатами этой работы заинтересовался ВСНХ, Авиахим и ряд других организаций, при материальной поддержке которых Институтом осуществлена полузаводская установка, на которой в настоящее время ведутся опыты по получению серы в целях выявления условий ведения этого процесса в заводских условиях и выяснения экономической стороны процесса. В области редких элементов Институтом закончены работы по молибдену; в результате работ Институтом дан оригинальный метод переработки бракованного ферро-молибдена в молибденово-кислый аммоний. Найденный способ со всеми его деталями передан тресту «Редкие элементы», который поставил это производство в заводском масштабе и этим дал возможность закрыть ввоз этого продукта из-за границы. По вольфраму Институтом разработан способ получения из вольфрамита особого препарата (среднего вольфрамита натрия), необходимого для лабораторий и производств. Способ передается тресту «Редкие элементы». По светящимся составам постоянного действия Институтом выполнен заказ треста на изготовление 300 г составов, с попутной проработкой всех необходимых деталей для заводской постановки дела. По стронцию Институтом поставлены опыты по переработке имеющегося в СССР целестина. Разработанный Институтом способ вполне оригинален. На Царицынском Опытном Заводе Института проведен ряд работ по изучению в полузаводском масштабе способа получения плавиковой кислоты, получения в полузаводском масштабе криолита, фтористого аммония и других солей фтора, получение серы из сернистых газов медеплавильных заводов. В области обогащения Институтом проведено исследование селективной флотации медно-цинковой Карпушинской руды, продолжены опыты по обогащению курейского графита и по флотации криворожского графита. Бюро Химико-Технологических Конструкций выполнило ряд проектов заводов и производств по заданиям трестов.

1) Проект сернокислого завода по интенсивной системе, с камерами «Мильс-Пекарда», производительностью в 67.000 тонн камерной кислоты в год, по заданию Химугля; 2) проект завода сернокислого глинозема, производительностью в 5000 тонн в год, по заданию Химугля; 3) проект цинкового завода для Химугля, производительностью в 10000 тонн в год; 4) проект механической мойки и сортировки песка и гравия и проект эксплоатации мытищенского карьера песка и гравия; 5) проект нового размольного отделения на Царицынском опытном заводе Института. В плане работ Института на 1926—27 г. поставлен ряд работ по сурьме, олову, цинку, ряд разведочных работ в районе Горы Магнитной на Урале, опытная разработка Слюдянских и Мамских слюдяных копей, обследование приволжских и украинских месторождений трепела, разведка золотых приисков Башкирской ССР, исследование Невьянского асбестового месторождения, кровельных сланцев Сев. Кавказа и Кривого Рога, корундов и гранатов Среднего Урала, изучение сланцев Донецкого бассейна, а равно и ряд других работ в области добычи и переработки минерального сырья.

В своей резолюции, по докладу Института и его работах, конференция констатировала, что Институтом выполнена большая научно-исследовательская

работа с практическими результатами для союзной промышленности, как в отыскании новых промышленных об'ектов, потребных горной, металлургической, химической, строительной промышленности и промышленности редких элементов, так и в отношении улучшения отдельных производственных процессов, создания новых аппаратов и оборудований, а равно в связи со всем этим покрытия части ввоза союзной продукцией. Конференция отметила, что в дальнейшем работа Горно-Технического Отдела Института Прикл. Минер. и Металлургии, направленная к подготовке сырьевой базы для промышленности, должна производиться в направлении постановки добычи, изучения наиболее рациональных методов использования месторождений полезных ископаемых, для различных отраслей промышленности. Конференция одобрила вертикальный метод исследовательских работ Института, стремящегося охватить в законченном цикле весь производственный процесс. Конференция одобрила также деятельность Института, направленную на организацию и усиление работ отделений Института на окраинах и дающую возможность использования научных сил мест, вместе с тем, выставила пожелание об увязке работ Института с заводскими лабораториями и ВТУЗ'ами. План работ на 1926/27 год, намеченный в продолжение и развитие работ 1925/26 г., конференция признала подлежащим осуществлению, ориентируясь на удовлетворении нужд страны в минеральном сырье и продуктов его переработки и в первую очередь, в связи с обороной страны.

Горметлаб (Горно-Металлургическая Лаборатория Института Прикладной Минералогии и Металлургии в Ленинграде) ведет работы в области черной и цветной металлургии, естественных и искусственных строительных материалов, термических исследований горных пород и физических методов исследования. По черным металлам, Лабораторией, по заданию ВТС, проведено исследование стали от веретен, ватерных колец, латунных и стальных бегунков, кардных игл и молетной стали. По заданию «Красный Судостроитель», Лабораторией проводится обширное исследование ковкого чугуна, представляющее большой практический интерес для заводов, занятых производством ковких чугунных изделий. По заданию НКПС, Лабораторией проведено исследование качества электроваренного (дугой) металла при разных электродах. Исследование дало сравнение электродов нашего и заграничного производства. Лабораторией поставлена работа по получению ферромарганца и силико-мангана. Цель этой работы выяснить рентабельность электроплавки при переработке третьего сорта никопольской руды. В области металлургии цветных металлов, Лабораторией, по заданию Комцветмета, согласно постановления 1-го Всесоюзного Совещания по цветным металлам, проведено исследование превращений в легких аллюминиевых сплавах, в связи с их микроструктурой. При материальной поддержке треста «Уралмедь», проведена работа по извлечению электротермическим способом цинка из полиметаллических руд. По заданию Госпромцветмета и за счет его средств, Лабораторией поставлена работа по выплавке олова из Ононской руды. Ряд работ ведется по исследованию механических свойств естественных горных пород по кварцу, по изучению талько-хлоритового камня (за счет ГЭТ'а), по изучению методов испытания портланд-цемента, по исследованию качества строительного кирпича заводов Сев. Области и Моссиликата. По заданиям ряда госучреждений, Лабораторией ведется проектирование и выполнение пирометров различных систем, электрических печей и нагревательных приборов. Пирометры, конструкции Лаборатории, были испытаны Н. Т. К. НКПС и Октябрьской жел. дор.; результаты испытания были настолько благоприятны, что ЦУЖЕЛ НКПС рекомендовал выработанный Лабораторией тип пирометра к постановке на вновь строящихся и ремонтируемых паровозах. Испытательная Станция Лаборатории, благодаря своему оборудованию, производит всевозможные испытания всех тех материалов и изделий, достаточная механическая прочность которых является критерием их годности для технических целей. Станцией проведено 21650 определений металлов, сплавов, готовых металлических изделий, неметаллических материалов, изделий и строительных материалов. По инициативе Всесоюзной Академии Наук и Института Прикладной Минералогии и Металлургии, в отчетном году функционировало при Лаборатории Бюро Обмена Минералов, имеющее целью непосредственный обмен минералами с заграницей.

Конференция констатировала, что Лабораторией проведена большая работа в областях химического и металлургического исследования изделий из металлов, черных и цветных, в области строительных материалов, искусственных и естественных, а также по инструктированию заводских лабораторий. Лаборатория имеет ряд крупных достижений в области пирометрии и нагревательных приборов и удовлетворения Горметлабом пирометрическими установками собственного производства и конструкций ряда промышленных и транспортных учреждений и соответствующим сокращением импорта, указанных приборов. Конференция особо отметила постоянную и неразрывную связь в работах Горно-Металлурги-

ческой Лаборатории с металлической и строительной промышленностью как Сев.-Зап. Области, так и других районов СССР.

Институт Силикатов в области силикатного сырья исследовал месторождения огнеупорных глин Чардахлинского района в Азербейджане, залежи песков для стекольного производства в районах Люберецком и Пушкинском, под Москвой, Саблинском — под Ленинградом, Гусь-Комбинатском — во Владимирской губ., Мальцевском — в Брянской губ. и Часов-Ярском — на Украине. Изучены месторождения цементных мергелей в районе Тифлиса и сырье для производства вяжущих веществ центрального района РСФСР. Закончено изучение условий искусственной сушки кирпича, установление шихты стекла для выработки химической посуды и определение условий получения этого стекла на наших обычных горшковых печах. Закончено изучение эмали на металле и разработана методика испытания сырья фритт и готовых эмалированных изделий. Разработан оригинальный детальный проект отражательной печи с подогревом вторичного воздуха для обжига огнеупорных изделий на подмосковном угле, разработаны проекты опытных печей: электрической, газовой, регенеративной и нефтяной, рекуперторной для варки стекла. Выполнен ряд обследований консультаций и проектов сушильных устройств и печей, по заданиям промышленности. Закончено плановое обследование качества портланд-цемента и производства всех цементных заводов Союза, по заданию Стромбюро ВСНХ СССР и испытание строительного красного кирпича заводов Моссиликата, по заданию последнего.

Конференция констатировала, что связь Института с промышленностью расширилась и укрепилась и работы его могут найти применение как в настоящем, так и в ближайшем будущем. Принимая во внимание, что керамическая и, в особенности, стекольная промышленности, значительно расширяются и реконструируются, конференция отметила необходимость соответственно расширить масштаб работ Института. Учитывая, что промышленность, в целях рационализации оборудования и технологического процесса, пред'являет Институту ряд заданий, требующих длительной проработки, конференция признала необходимым соответственно расширить лаборатории Института и создание областных филиалов Института на Украине и Сев. Кавказе.

Керамическим Институтом закончено всестороннее изучение месторождений огнеупорных глин— Латнинского в Воронежск. губ. Институт продолжал физико-химическое, минералогическое и керамическое изучение огнеупорных глин Часов-Ярского района, обследовано месторождение серно-натровых солей в районе ст. Узунсу. Ср.-Азиат. жел. дор., в ТССР, произведено обследование огнеупорных глин в Меленковском и Судогодском уездах, Влад. губ.

Институтом проведено исследование полевых шпатов из различных месторождений Урала (Трест «Русские Самоцветы»), Мурмана (Кералмурсиликат) и Сибири (Трест «Русские Самоцветы» и Продасиликат). В видах замены полевого шпата, в керамическом производстве, Институтом исследованы пегматиты с о-ва Оленчик на Еелом море, оказавшиеся вполне пригодными в качестве материала для фарфора и фаянса. В области применения сырья, Институтом совместно с Ленингр. Заводом Оптичекого Стекла продолжалось исследование над вопросом о стеклоплавильном составе; совместно с заводом «Пролетарий», Институт продолжал изучение высоковольтных изоляторов и выработку лучших масс для них. Отсутствие рецептов для пористых керамических изделий, привело Институт к составлению масс для таких изделий из Латнинской и Часов-Ярской глин (гальванические элементы, фильтры Чемберлена, плитки для отсасывания кристаллов и т. п.). Массы получились вполне удачные. Произведено испытание различных керамических изделий, с целью определения их пригодности, по заданиям Боркомбината, Продасиликата, Треста «Русские Самоцветы», завода «Красный Луч», Ленинградского Откомхоза и др., а именно, динаса огнеупорных кирпичей, ванных брусьев американского изготовления и отечественных и др. Институт поставил у себя ряд опытных производств, важнейшие из них: эмали, ювелирные, зубоврачебные цементы, стеклянные клапаны для спринклеров, сигнальные цветные линзы для телефонного дела, конуса Зегера высоких №№ и т. д.

Конференция отметила, что метод совместной работы с заводами, по разрешению вопросов, поставленных промышленностью, вполне, целесообразен, и Керамический Институт стоит на правильном пути, применяя его.

Институт по Удобрениям. В области добычи и переработки, работа Института заключалась в горноразведочных работах фосфоритовых месторождений, опытных работах по механическому обогащению фосфоритовых руд и в исследовании техники и экономики производственных процессов по добыче и первичной обработке фосфоритовых руд. Институтом проведены промышленные разведки в районах: Подмосковном (Егорьевского участка), в Брянском, Донбассе (геологически заснята Криворожская котловина), геолого-поисковые работы района Вятко-Котлас и низовья реки Вычегды. Опытные работы по механическому обогащению

фосфоритовых руд были организованы в Институте, в связи с постановлением СТО, которым поручено НИУ начать систематические работы по промразведкам и механическому обогащению фосфоритовых руд Союза, на что отпущены необходимые средства. В связи с загрязненностью и низкосортным качеством фосфоритов, получаемых на рудниках Сев. Хим. Треста, в конце 1926 г., по заданию этого треста, Институтом, на Егорьевском руднике был проведен ряд работ по обследованию работы рудничной обогатительной установки, проведены опыты эксплоатации и промывки руды на бутарах. Опыты прослойной промывки руды на специально сконструированном, поперечно качающемся грохоте и опыты утилизации и обогащения мелкого фосфорита. В настоящее время в этой же области, Институт, по заданию Сев. Хим. Треста, проектирует новую крупную обогатительную установку для Егорьевского рудника. Технологический Отдел Института за отчетный период продолжал изучать способы химической, механической и термической переработки агрономических руд, для чего, наряду с исследовательскими работами в Лаборатории, в полузаводском масштабе, произвел ряд расчетных и проектировочных работ, результаты которых частью перенесены, частью переносятся в настоящее время в промышленность. В лабораторном масштабе произведены многочисленные опыты по изучению различных вариантов термического метода директора Института проф. Э. В. Брицке, производства фосфорной кислоты, также переносимые в настоящее время для испытания в заводском масштабе на Константиновский завод Химугля. Кроме исследовательских и проектировочных работ, Технологический Отдел в 1925/26 г. участвовал в разработке ряда мероприятий по развитию фосфатной, азотной и калийной промышленности. Из этих работ, в частности, можно отметить разработанный проект стандарта суперфосфата и единообразной методики его анализа и выяснение вопроса о возможности использования электроэнергии для производства фосфорных удобрений. В области лабораторно-исследовательских работ, наибольшее внимание Технологического Отдела привлекали опыты по дальнейшему изучению термического способа получения фосфорной кислоты по методу проф. Э. В. Брицке. Агрохимическим Отделом НИУ проведен ряд работ по изучению известкования, действия фосфоритной муки и азотистых удобрений.

Конференция одобрила произведенные Институтом исследовательские работы в области добычи переработки и применения минеральных удобрений и признала программу Института своевременной и соответствующей реальным запросам промышленности. Конференция с удовлетворением отметила перевод ряда опытных работ Института из лабораторного масштаба в заводской, непосредственно на рудники и заводы Сев. и Южн. Химического Треста. В связи с возникновением в СССР производства синтетической азотной и калийной промышленности, конференция отметила чрезвычайную важность и своевременность ведущихся в Институте работ по детальному изучению условий применения разнообразных азотных и калийных удобрений. В виду большого значения этих работ для расширения потребительской базы и построения планов таковой промышленности, конференция обратила внимание на необходимость более широкой постановки опытов в различных районах СССР и ассигнование для этой цели со стороны промышленности более крупных средств, чем до сих пор. В связи с задачами улучшения качества и снижения себестоимости удобрения, конференция отметила особую важность выполнения работ по химическому и механическому обогащению агрономических руд и производству высококонцентрированных удобрений.

Механобр. В области обогащения благородных металлов, Институтом проведены испытания промышленной работы джигов на драге Исовского горн. окр., проведено испытание промышленной работы аппарата системы Черепухина, производились работы по испытанию промывных устройств драг на приисках Уралплатины, исследование и испытание обогатимости Садонской свинцово-цинковой руды, исследование обогатимости медно-никкелевой руды, исследование обогащения Ононской оловянной руды. По рудам марганца и железа Институтом проведены испытания Никопольской марганцевой руды, Кубанской и Бакальской. Из нерудных ископаемых, необходимо отметить работу Механобр'а на Баскунчакских Соляных промыслах. Проделанная в этом направлении большая работа лабораторного и промышленного характера, завершилась в 1926 году постройкой и пуском в ход солепромывочной фабрики по проекту Института. Необходимо отметить еще работу Института с Челябинскими бурыми углями. В области глин, Институтом окончательно разработан способ отбелки каолина 3-го сорта. В плане работ Института на будущий год поставлены опыты сухого и мокрого обогащения антрацита, по заданию Донугля, в связи с централизацией обогащения антрацита Чистяковского района, опыты обогащения Атбассарской медной руды, по заданию Атбассцветмета, в связи с постройкой обогатительной фабрики, опыты обогащения Дагестанской и Керченской серы, опыты обогащения рудной платины, по заданию Уралплатины, разработка предварительного проекта

полной механизации Баскунчакских соляных промыслов и продолжение работ по выяснению основных факторов флотации: а) изучение техники процесса и аппаратуры, б) выяснение роли реагентов, в) разработка методов обогащения.

Конференция констатировала правильность проявленного Институтом промышленного уклона в своих работах. Важность широкого применения механического обогащения, при всех видах использования минерального сырья, заставляет признать особенную необходимость планового подхода к механическому обогащению и ввести использование этих методов в план развития всех видов промышленности, потребляющих минеральное сырье в качестве исходного материала. В виду разнообразия методов, применяющихся для обработки полезных ископаемых, конференция признала настоятельно необходимым дальнейшее укрепление и развитие деятельности Института.

Институт Прикладной Геофизики. Магнитометрический Отдел Института провел ряд полевых работ в Илецком соляном месторождении, с целью проверить присутствие магнитных аномалий над залежами соли, далее Институтом подготовлено производство систематических наблюдений магнитных свойств пород и руд и установлены необходимые, для этой цели, приборы. Программами летних полевых работ на 1927 год поставлено исследование местности Сосновый Боец. Гравитационно-Технический Отдел Института провел полевые работы на месторождении железистого кварцита Кривого Рога, которые состояли из гравиметрических, сейсмометрических и магнитометрических наблюдений. Разведкою были охвачены два участка, общею площадью до 3-х *кв. км.* На 1927 год назначена экспедиция в Ферганскую область для приложения геофизических методов к разрешению общих геологических задач. Электрометрический Отдел Института выработал комбинированный аггрегат (постоянного и переменного тока) для электрической разведки, который и был построен для полевых работ на лето 1926 г. Институтом же сконструирован электрический щуп для этой разведки. Радиометрический П/отдел Института выполнил ряд работ в области разработки методики и аппаратуры для радиометрической разведки. Работы в окр. Пятигорска подтвердили возможность применения выработанного Институтом метода радиометрической с'емки для разведочных целей. На 1927 год радиометрическая разведка ставится в Туркестане, с целью расширения опытов, в районах месторождения радия и нефти и для переконструирования аппаратуры, в целях создания промышленного типа прибора, которым могли бы пользоваться работники с минимальной подготовкой.

Конференция констатировала достигнутые ИПГ значительные успехи, выразившиеся: а) в теоретической разработке вопросов, входящих в круг исследований ИПГ; б) в постройке собственными средствами (в области гравиметрии и сейсмометрии, при содействии Физико-Математического Института Академии Наук СССР и его мастерских) новой, весьма чувствительной и тонкой аппаратуры, изготовлявшейся ранее только заграничными фирмами, при чем, аппараты, постройки ИПГ, отличаясь оригинальностью конструкций, являются, вместе с тем, или обещают оказаться, более совершенным типом приборов этого рода, по сравнению с заграничными инструментами и как в смысле большей производительности, так и более низкой стоимости; в) в организации и успешном исполнении ряда экспедиций, давших, наряду с научными результатами (поверка методики в целом), также и результаты, имеющие непосредственное хозяйственно-экономическое значение (оконтуривание и геологическая оценка месторождений).

Конференция отметила, что ряд учреждений, как научных, так и хозяйственных уже ввел в свою горно-разведочную практику разрабатываемые ИПГ методы, что дает возможность предвидеть в дальнейшем широкое промышленное использование этих методов в условиях СССР: мощные наносы, скрывающие залежи полезных ископаемых, удорожающие и усложняющие применение обычных горно-разведочных методов, а так же девственность большинства месторождений СССР, благоприятствующая получению сильного физического эффекта на поверхности земли.

Институт Изучения Русского Севера организовал экспедиции: 1) западная партия Хибинской экспедиции; 2) по разведке апатитов в Хибинском массиве; 3) Карельская геологическая экспедиция; 4) Восточная партия Хибинской экспедиции; 5) Верхне-Печорская; 6) Пинежская; 7) Геологическая партия Чешской экспедиции. Западная партия Хибинской экспедиции под руководством А. Н. Лабунцова, по специальному заданию Колонизационного Отдела Мурманской жел. дор., вела работы в центральной части южного района Хибинских тундр. Экспедиции удалось обнаружить крупные, пригодные для разработки месторождения апатита. Примерный подсчет запасов апатита, сделанный в предположении жильного характера месторождений, дает 250000 тонн чистого апатита для месторождений на апатитовом отроге и 1000000 тонн для месторождения апатитового цирка. Цифры эти являются ориентировочными, тем не менее, можно определенно установить, что месторождение имеет большой промышленный инте-

рес и вопрос об их разведке и разработке должен быть разрешен в первую очередь. Геологическая экспедиция по изучению пегматитовых жил С. Карелии установила и заявила 4 новых месторождения крупного, промышленного значения, как по чистоте керамического материала, так и по мощности жильного выполнения. В настоящее время одна из разведанных жил в Нильмозерском участке переведена на эксплоатацию, три других намечены к дальнейшей разведке на летний период. Экспедицией установлена возможность нахождения в крае жил серного колчедана. Пинежская геологическая экспедиция обнаружила месторождение целестина, вполне пригодного для разработки и могущего снабдить полностью нашу промышленность стронцием. При ориентировочном подсчете получено 3200000 тонн полезного минерала. В плане работ Института на будущий год намечены экспедиции: Новоземельская, Хибинская, для разведки месторождений апатита; Карельские, для разведки территорий, с возможными выходами пегматитовых жил; Верхне-Печорская будет продолжать начатое в предшествующие годы геологические исследования в бассейне р. Щугора — притока реки Печоры; намечены экспедиции: Новоземельская, Хибинская для разведки месторождений серного колчедана, на возможность чего указывают, имеющиеся в распоряжении Института образцы мурманских пород. Таким образом, главными заданиями Института, является обследование, тех мало доступных районов, которые в ближайшем будущем будут иметь значительное влияние на ход развития некоторых областей обрабатывающей промышленности. Примером может служить разведка полевошпатовых месторождений Карелии, являющихся, как это выяснилось на последнем минералогическом с'езде, основным фондом высокосортного керамического сырья для промышленности всего Союза.

Конференция констатировала, что при особых бытовых и физико-географических условиях на Севере и Северо-Востоке СССР, Институт, по своей конструкции, является особо приспособленным научным учреждением для изучения естественных производительных сил этого района. Охвативши своими горно-разведочными экспедициями в Карельской республике, на Кольском полуострове, в районе Сев. Длины и Печоры, Институт получил результаты, представляющие большой интерес для промышленности. Имея в виду пионерно-исследовательский и комплексный характер работ Института, Конференция выразила желание об увязке деятельности Института со всеми учреждениями, работающими на Севере.

Трест «Русские Самоцветы» оказал содействие в проведении нижеследующих научно-исследовательских работ: А. I. а) Академиком Ферсманом произведена работа по генезису изумрудов в Баженовском районе на Урале, по собиранию материалов по изумрудным копям. б) Е. А. Кузнецовым произведена геологическая с'емка корундово-наждачных месторождений в районе Кыштыма на Урале и сделано предварительное определение запасов.

По поручению Треста, Керамическим Институтом проделана работа по испытанию наждаков и корундов на их огнестойкость и возможность использования для керамических абразивных дисков, доказавшая, что наш материал превосходит Наксосский. Произведены разведочные работы на полевые шпаты Урала в Канском районе и на Мурмане. Изучены свойства Алиберовского графита, и выяснено, что он вполне пригоден для изготовления тиглей.

Выявлено наличие в Кыштымском Округе, первоклассной огнеупорной глины, не уступающей Часов-Ярской, могущей, без предварительной обработки, итти для изготовления капсюлей и огнеупорных шамотных кирпичей. Испытание этой глины проделано Ленинградским Керамич. Институтом.

Трестом подробно изучено Шабровское месторождение талькового камня в Свердловском округе, для подов сварочных печей и колодцев для нагрева слитков, также для паровозных топок.

Уралмедь. Основными исследовательскими работами Треста в настоящее время являются: обогащение бедных медистых колчеданов типа Калатинского или Белореченского рудников (отделение халькопирита от пирита); разделение и обогащение комплексных медно-цинковых руд Карпушинского типа, с определением схемы процессов аппаратов и полузаводских или даже заводских установок; получение цинка в заводском масштабе из цинковых концентратов электролитическим процессом; утилизация сернистых газов от обжиговых печей; бессемеров и ватер-жакетов; определение целесообразных и экономических методов обработки золотосодержащих железных шляп колчеданных месторождений металлургическим путем, попутно пиритной плавкой и отдельно от нее; усовершенствования в методах переработки золотосодержащих электролитных шламов в Нижне-Кыштымском заводе; регенерация электролита при электролизе меди.

Крымсольтрест. Сакской научно-исследовательской станцией Крымсольтреста проведены нижеследующие работы: постройка тенардитовых бассейнов и получение безводной глауберовой соли (тенардита), путем испарений. Продолжаются

исследования: а) опыты вымораживания глауберовой соли из рапы, различной концентрации, при различной температуре; б) опыты вымораживания глауберовой соли из растворов смешанной соли; в) проведение работы по выяснению условий получения магнезии — выработанный метод уже эксплоатируется на Сакском заводе.

Уральский Областной Совет Народного Хозяйства разработал обширную программу научно- исследовательских работ по уральской горной промышленности. Программа эта предусматривает ассигнование в 275000 рублей и, имея в виду сосредоточение этих работ в научно-исследовательском Институте Уральского Политехникума. Важнейшие из этих работ следующие. Исследование асбестоносности трех зон: мелкопрожильной, сетчатой и зальбандовой. Исследование дробильных аппаратов на степень перебивки асбестового волокна. Изучение калиевых солей с минералогической, химической и горной стороны. Исследование способов обогащения талька, барита, хромистого железняка, титана, графита, циркона. Исследование огнеупорных материалов (Катав-Ивановские кварциты, огнеупорные глины и трепел). Исследовательские работы по асбоматериалам. Изучение физических и химических свойств руд железных шляп и выработка метода извлечения из них золота. Геологическое исследование в целом районе вольфрамовых месторождений. Работы по никкелю: а) изучение его руд, б) изыскание методов их обогащения, в) опыты по получению металлического никкеля. Исследование лебяжинских руд на выделение: а) годных для удобрения материалов, б) церия. Исследование Алапаевских руд. Опыты коксования торфа. Разделение медного колчедана от цинковой обманки, способом селективной флотации. Отделение медного колчедана от пиритов в медистых пиритах.

ВСНХ Туркменской ССР. Из нефтяных месторождений состоят в эксплоатации лишь месторождения на Челекене. В этом году ставятся разведочные работы в крупном масштабе на Нефтедаге. Намечены исследовательские разведочные работы на Боя-Даге, Монжуклы, и около Чикишляра.

Богатейшие залежи озерные и каменные соли в Баба-Ходжа и в Куули, на берегу Каспийского моря, эксплоатируются. Глауберовая соль эксплоатируется в районе ст. Узун-Су. В текущем году начаты большие работы по сбору мирабиллита на Кара-Бугазе. Институты Прикладной Минералогии, Силикатов и Керамический, уже поставили в программу своих работ ряд научных исследований, связанных с изучением поваренной соли в практическом ее применении, вопросы механизации добычи, удаление горьких солей, исследование сырья для стекольного производства и изучение вопроса содового производства на базе туркменских естественных сульфатов. Представляется желательным, чтобы Институт Прикладной Минералогии и Металлургии взял на себя общее руководство этими работами.

Исследование месторождений серы в Каракумах Академией Наук подтверждает крупные запасы. Имеющиеся данные вполне достаточны для создания серной промышленности в Туркменистане. В районе Нухура и Кара-Кала, имеется месторождения барита, к эксплоатации которого уже приступлено. На Челекене эксплоатируется озокерит.

ВСНХ Азербейджанской ССР выдвинул нижеследующие проблемы: разработка способов обогащения и очистки азербейджанских баритовых руд, производство геофизических разведок в Чираги-Дзоре и Кедабеке.

Итоги своих работ конференция резюмировала в нижеследующей резолюции:

1) Констатируя усиление связи Институтов НТУ с промышленностью, что отчетливо сказывается в том, что в ряде Институтов, бо́льшая часть работ идет на средства и по заданиям хозорганов, конференция не может не отметить, что самая связь все еще не носит достаточного планового характера и не отлилась в законченные формы перманентного и органического сотрудничества между ними.

2) Указанное положение отчетливо сказывается и в том, что хозорганы, обращаясь к содействию институтов для разрешения ряда интересующих их вопросов, делают это от случая к случаю, а не в порядке плановой работы, при чем, оплачивают услуги институтов в порядке, как бы сдельной работы, совершенно не учитывая, что разрешение каждого специального нового вопроса требует значительных расходов, далеко выходящих за пределы стоимости конечной стадии, собственно, выполнения данного поручения.

3) Конференция отмечает, что, несмотря на большую заинтересованность промышленности в работах институтов, на самой конференции голос ее, почти, не раздавался, равно как и в числе всех материалов, поступивших для проработки на конференцию, не оказалось, почти, никаких пожеланий, запросов, требований и указаний со стороны промышленности, что заставляет конференцию обратить внимание заинтересованных в работе институтов хозорганов и учреждений, на необходимость более активного их участия на последующих конференциях.

4) В отношении институтов необходимо также отметить некоторую случайность их работ, вызываемую сторонними причинами, прежде всего,

недостатка средств на плановую бездоходную работу, в результате чего институты были поставлены в условия, затрудняющие их активность в тех вопросах, интересных для промышленности, по которым, именно, исследовательским институтам принадлежит роль пионеров и возбудителей.

5) В целях создания материальной и моральной обстановки для институтов с предоставлением им возможности производить свои работы, как чисто научно-исследовательского характера для будущего, так и для разрешения чисто практических вопросов момента, конференция признает необходимым иную организацию финансирования институтов, а именно — в форме ассигнования за счет соответствующих отраслей промышленности в достаточном масштабе для осуществления плановых работ институтов, увязанных с промышленностью, что не исключает выполнения отдельных поручений по заданиям хозорганов и учреждений с отдельной оплатой.

6) Успешное развитие деятельности институтов требует значительного расширения кадров работающих в них и подготовляемых ими для исследовательской работы в институтах и практической деятельности промышленности сотрудников разной квалификации, почему настоятельно необходимо предоставление институтам возможности обучать у себя, командировать в пределах СССР и посылать за границу наиболее для того подходящих работников, готовя не только смену наличным работникам, но и во имя обеспечения нужд промышленности много бо́льшими, чем ныне, кадрами научно-подготовленных сотрудников.

7) В виду выявившегося, не всегда вызываемого необходимостью, перекрытия в деятельности институтов в разных областях, равно и с другими государственными научно-исследовательскими учреждениями и институтами как ВСНХ, так и других Наркоматов, конференция признает настоятельно необходимой наибольшую увязку и возможно полное, хотя и достаточно гибкое согласование работ всех указанных учреждений, что представляется достаточно выполнимым при последовательном проведении в деятельности институтов, увязанного с промышленностью, отмеченного выше планового начала.

8) Осуществление ряда важнейших задач институтов встречает серьезные, иногда неопредолимые препятствия в невозможности получения ими научно-технического оборудования и аппаратуры, в снабжении коими стоят на общем с хозорганами положения. Малый, сравнительно, масштаб средств, потребных на это, вместе со специфическим характером в большинстве случаев единичных аппаратов и оборудований, своевременность получения которых нередко является основным фактором успешного их использования, заставляет конференцию признать необходимой постановку институтов в отношении получения по заказам на внутреннем и заграничном рынках всех потребных им оборудований и материалов в качестве особо благоприятствующих категорий.

9) Интерес, проявленный к конференции со стороны отдельных республик и областей (Турк. ССР, Узб. ССР, Аз. ССР) со внесением ряда конкретных запросов и предложений, касающихся различных видов минерального сырья в пределах их территории с определенными требованиями институтам, заслуживают, по мнению конференции, особого внимания и равным образом указания на необходимость проявления к последующим конференциям со стороны союзных республик и автономных областей бо́льшего внимания в интересах бо́льшей увязки деятельности центральных институтов и их филиалов с запросами и нуждами мест.

10) По характеру представленных отчетов конференция выражает пожелание, чтобы в будущем в отчетах институтов нашло бы отражение наиболее четкое выявление плановой и материальной связи их работ с соответствующими отраслями промышленности.

11) Считая, что опыт постановки докладов заводских лабораторий Эмбанефти и Грознефти является очень ценным, считать необходимым в дальнейшем постановку докладов отдельных крупных заводских лабораторий на конференциях институтов, обслуживающих соответствующие отрасли промышленности, и более широкое участие в этих конференциях местных работников.

Конференция считает желательным и полезным созыв конференции институтов и промышленности, но считает целесообразным изменить характер этих конференций. Конференции должны созываться в более скромном деловом масштабе, в основу работ конференций родственных институтов следует положить обмен мнений относительно достижений, методов работы, программы работ и их увязки между институтами, с целью избегнуть вредного параллелизма в работе и повторения ошибок уже пережитых другими институтами. Результатом работ этих конференций должно быть усиление научной связи и выявление общих интересов институтов и лабораторий НТУ.

Для будущих конференций следует формальную часть отчетов сократить, углубляя по возможности техническую отчетность в отношении проведенных работ, путем постановки на конференции отдельных докладов по наиболее крупным работам, которые могли бы привлечь ряд инженеров из промышленности.

Срок созыва этих конференций желательно приурочить к тому периоду, когда институты выявляют свои планы работ на предстоящий год в начале бюджетного года. Вместе с тем, представляется желательным, чтобы институты периодическчи организовывали у себя отчетные доклады работ институтов.

Инж. С. А. Криворуков.

Рефераты, обзоры и отзывы.

W. de la Sauce. Beiträge zur Kenntnis der Manganerzlagerstätte von Tschiaturi im Kaukasus. Abh. z. prakt. Geol. und Bergwirschaftslehre, Bd. VIII. Halle, 1926. 90 стр. с 7 рис. и 8 табл.

По собственным исследованиям 1911 г., произведенным по поручению компании, владевшей отводами, автор описывает Чиатурское марганцевое месторождение очень подробно, посвящая много страниц выяснению его генезиса, качеств руды и ее запасам. Возраст рудоносной толщи до сих пор точно не определен, так как в ней встречаются только зубы рыб; русские геологи по аналогии с Никопольским месторождением принимают олигоцен; Пурсель и де-Лонэ колеблются между верхним эоценом и нижним олигоценом; автор находит по палеонтологическому и петрографическому сходству с песками Bagshot, Bracklesham Ю. Англии, что наиболее вероятен возраст верхнего яруса среднего эоцена. Рудные слои созданы сносом продуктов выветривания гранитов и сиенитов местности, окружавшей третичную Чиатурскую бухту, при условиях влажного и жаркого климата и при участии вулканической пыли андезитовых извержений; принимая во внимание данные коллоидной химии автор подробно рассматривает процессы осаждения окислов марганца, в которых принимали участие и микроорганизмы; распространенную оолитовую текстуру руды он считает безусловно первичной. Запасы руды в 9 полях он определяет в 118,3 млн. тонн. Геологическая карта, снимки местности, штуфов и шлифов руды и забоев, разрезы рудной толщи, многочисленные таблицы с анализами, результатами промывки руды, данными о запасах в рудниках и отвалах, о добыче и вывозе и мировой добыче по странам дополняют текст этой небольшой, но очень интересной монографии Чиатурского месторождения. *В. А. Обручев.*

Определение кремнекислоты в огнеупорных материалах. A. Stadeler. St. u. Eisen № 47, 1477; 1924; по Feuerfest, 2, 27; 1926 г. В виду важности определения кремнекислоты в огнеупорных материалах, Химическим Комитетом О-ва Немецких железозаводчиков были критически проверены применяемые до сего времени методы определения SiO_2. Из этих методов важнейшие:

1. Определение SiO_2 непосредственным разложением *HF*. При этом определении количество SiO_2 рассчитывается по разности. Этот метод находит себе применение при анализе богатых кремнекислотой материалов, как кварциты и проч.

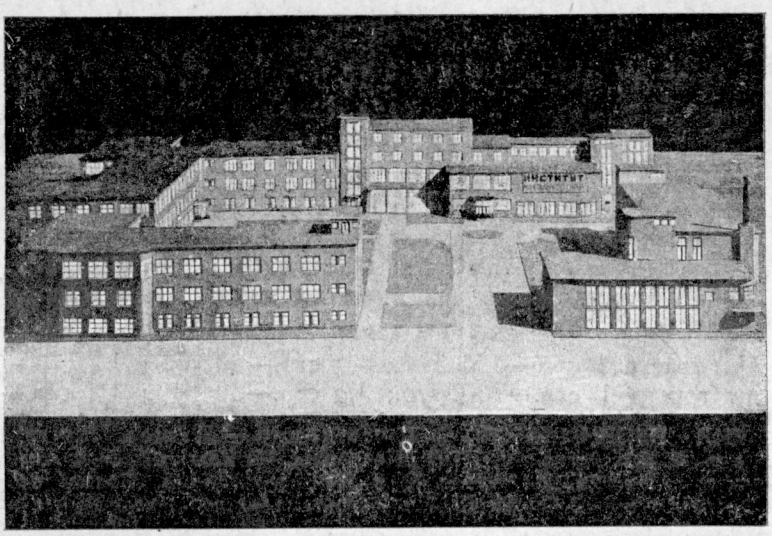
2. Определение SiO_2 посредством разложения в платиновом тигле сплавлением с карбонатами щелочей. При изучении этого метода было предпринято не только определение выделенной из сплава SiO_2, но также и перешедшей в фильтрат и промывные воды. Было установлено, что количествами SiO_2, переходящими в раствор, можно пренебречь. Было также изучено влияние употреблявшихся при определении сосудов и установлено, что как платина, так и хороший фарфор могут одинаково употребляться для этой цели; стекло, однако, нужно считать менее пригодным. Для перевода SiO_2 в нерастворимое состояние достаточно нагревание ее при 130° в течение 1 часа. Влияние на результаты определения сопровождающих SiO_2 составных частей, как: железо, марганец, кальций и др., также было изучено и было установлено, что все они, исключая фтора, могут быть не принимаемы во внимание. Что касается фтора, то в его присутствии определение должно вестись по несколько измененному способу, в виду возможной потери SiO_2 в виде SiF_4. *Л. М.*

Отв. ред. проф. ***Н. М. Федоровский.***

Главлит 97419. Заказ № 21. Тираж 1050. 5 п. л.

Типо-литография „Красный Печатник" Гостехиздата. Ленинград, Международный пр., 75.

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ
И ЕГО ПЕРЕРАБОТКА



MINERAL RESOURCES AND THEIR TECHNOLOGY

№ 11 1927 ГОД II

МОСКВА

Пролетарии всех стран, соединяйтесь!

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ

И ЕГО ПЕРЕРАБОТКА

ОРГАН НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИХ ИНСТИТУТОВ ПО МИНЕРАЛЬНОМУ СЫРЬЮ НТУ ВСНХ СССР

ПРИ УЧАСТИИ КОМИССИИ ЕСТЕСТВЕННО-ПРОИЗВОДИТЕЛЬНЫХ СИЛ СССР ПРИ ВСЕСОЮЗНОЙ АКАДЕМИИ НАУК

№ 11	1927 г.	Год II

ГОС. ПУБЛИЧНАЯ НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКАЯ БИБЛИОТЕКА СССР
584/3/65

MINERAL RESOURCES AND THEIR TECHNOLOGY

ГОСУДАРСТВЕННОЕ ТЕХНИЧЕСКОЕ ИЗДАТЕЛЬСТВО
МОСКВА, 1927

СОДЕРЖАНИЕ.

Стр.

Нашим читателям.

Н. М. Федоровский. — Экономический эффект работ Института Прикладной Минералогии в Металлургии в цифрах 692
Н. Ф. Юшкевич.—Участие Института Прикладной Минералогии и Металлургии в деле развития химической промышленности в СССР 702
И. В. Рабчинский.—Золото и соль 704
М. В. Сергеев.—Организация горнозаводской промышленности в первые годы после Октября (1917—1920 г.г.) 709
Н. И. Добринский.—Снабжение стекольно-фарфоро-фаянсовой промышленности сырьем к 10-й годовщине Октябрьской Революции 721
С. И. Назаревич.—К характеристике украинского керамического сырья 726
С. К. Малышев.—Содовые озера Забайкалья 738
П. М. Замятин.—Месторождения белой глины Полевской Дачи 740
А. В. Коленский.—Электроосмоз и очистка глин 745

Заметки и хроника.

С. П. Лебедев.—В Научном Институте по Удобрениям 753
В. Л.—Месторождения калиевых солей в Каталонии 759
В. Л.—Переработка полевого шпата в Тенесси 761
В. С. Зверев.—О химическом составе медь-содержащей породы на Медном полуострове Новой Земли 763

Рефераты, обзоры и отзывы.

В. В. Челинцев.—Платиновая группа металлов в исследованиях последних лет. . 763

Нашим читателям.

За 10 лет со дня Октябрьской революции, упорной, самоотверженной борьбой и работой в нашей стране заложен прочный фундамент нового мира, новой социалистической культуры. Тем не менее огромные трудности лежат на пути дальнейшего продвижения вперед. Эти трудности нельзя преодолеть без того, чтобы наука и знание не стали достоянием широчайших масс трудящегося народа, без того, чтобы не только общекультурный уровень, не только уровень общих, но и уровень конкретных технических знаний были подняты на должную высоту. Основная задача, основной путь победоносного продвижения вперед к социализму, путь индустриализации — не мыслим без этого. Только тогда, когда технические знания станут достоянием широких масс народов СССР, когда эти знания станут прямой потребностью каждого труженика, — только тогда дело индустриализации страны будет двинуто надлежащим темпом и поставлено на прочные рельсы.

Государственное Техническое Издательство и Редакция журнала „Минеральное Сырье", считая, что они своей работой способствуют достижению, именно, этих целей и задач, выражают искренюю надежду, что читатели своим отношением к этой работе, своими дружескими указаниями и критикой и пропагандой наших изданий облегчат и ускорят достижение поставленных целей.

Шлем вам горячий привет и поздравление с 10-й годовщиной Великого Октября.

Правление Государственного Технического Изд-ва.

Редакция.

Проф. Н. М. Федоровский.

Экономический эффект работ Института Прикладной Минералогии и Металлургии в цифрах.

Научную работу трудно оценить в цифрах, так как обычно результаты ее рассеиваются по всем отраслям народной хозяйственной жизни и не чувствуются непосредственно, так как конечная экономия от применения тех или других научных достижений, новых методов проходит далекий путь, прежде чем доходит до промышленности. Между тем, научные работы интересны именно тем, что достижения их в тысячи раз превосходят те средства, которые затрачиваются на самую работу; даже отрицательные результаты дают подчас огромное сохранение сил и средств, так как предохраняют промышленность и хозяйство от ложных путей развития.

Как-то в одном из докладов академик Иоффе сообщил, что его поразила в Америке огромная исследовательская работа в области промышленности электрических ламп. До 20 зданий на территории Компании были заняты исключительно исследовательскими лабораториями. На вопрос — почему так много потрачено денег специально на эту отрасль — он получил вполне ясный ответ: электрические лампочки Эдисона, завоевавшие весь мир, были вытеснены экономической лампочкой, выработанной в Европе. Американская ламповая промышленность ответила, на это вытеснение ее с мирового рынка, огромными ассигнованиями на исследовательскую работу, в результате которой были сконструированы новые типы полуваттных и экономических лампочек, восстановившие опять мировое значение американской лампочной промышленности. Это, во-первых, а во-вторых, произведенный американцами подсчет экономии, которую они получили от перехода с угольных лампочек на лампы с вольфрамовой нитью, выражается в солидной сумме миллиард долларов. Таким образом миллионные затраты дали миллиардные результаты.

В СССР вопрос о научно-технической работе стоит особенно остро, так как все построение государственного хозяйства предполагает именно научно-техническую базу. Только нашей плановостью, рациональным построением производственной научной базы мы сможем конкурировать с западно-европейским капиталом. Однако, всякие ассигнования обычно проходят с большим трудом, так как далеко не для всех с достаточной отчетливостью ясно значение исследовательских работ. Оно, так сказать, входит в сознание теоретически, а не практически.

Автор попробовал представить в цифрах тот эффект, который давала исследовательская работа Института Прикладной Минералогии и Металлургии на протяжении 3-х последних лет.

Надо сказать, что в этот итог не включается большое количество работ, не могущих быть выявленными, так как некоторые достижения трудно выразить в цифрах.

Кроме того, теоретические работы, являющиеся основными для практических выводов, также не могут быть учтены непосредственно.

Результаты работ взяты в преуменьшенном масштабе; несмотря на большие получающиеся цифры, автор считает необходимым подчеркнуть, что эти цифры взяты с уклоном в сторону преуменьшения.

Институт занимается работами в области использования наших минеральных богатств. В задачи Института входит весь комплекс работ, начиная с изучения месторождений сырья, промышленной разведки, постановки опытной добычи, изыскания методов обогащения, химической обработки в лабораторном и полузаводском масштабе, детального ознакомления с требованиями, предъявляемыми, как внутренним, так и внешним рынком, и сдачей промышленности готовых проектов новых заводов или рационализации работ старых.

Наряду со стремлением обеспечить сырьевой базой существующие в Союзе производства, Институт выдвигает новые объекты, с целью создания в СССР новых отраслей промышленности и освобождения страны от необходимости ввоза из заграницы минерального сырья и продуктов, играющих существенную роль в промышленности и в обороноспособности Союза.

Перечисляя ниже поддавшиеся учету наиболее крупные работы Института, бо́льшая часть которых передана промышленности и послуживших объектом новых хозяйственных предприятий, необходимо иметь постоянно в виду, что каждая из нижеупомянутых работ заключает в себе не только детальное изучение месторождения сырья, но и изучение данного продукта с точки зрения требований, предъявляемых рынком, изучение методов наилучшего использования его в различных отраслях промышленности, одним словом, составляют совершенно законченный цикл работ.

Такой метод работы является совершенно новым в Союзе и показал на опыте работ Института всю свою целесообразность, ибо дает возможность вокруг одной задачи скомбинировать коллективные усилия ученых различных специальностей, как: горно-технической, технологической, металлургической и т. д.

Работа по графиту. (Применение графита — электротехническая, полиграфическая, красочная, металлургическая промышленности).

Институтом обследовано месторождение на реке Курейке в Туруханском крае двумя экспедициями [1]).

Результаты работ Института по обогащению графита, в силу ряда причин, еще не использованы промышленностью. Тем не менее, размещено на внутреннем рынке 375 тонн Курейского графита на сумму— 150 000 руб. — дав возможность потребителям, ранее снабжавшимся импортным графитом, сберечь около 250 000 руб. валюты и сделать экономию на 100 000 руб.

Работа Института по графиту обусловила оживление деятельности давно заброшенных районов в В. Сибири

[1]) Успешные работы этих экспедиций, выразившиеся в опытной разработке Курейского месторождения, в оборудовании рудника и в установлении вполне удовлетворительного качества графита — привели к организации специального предприятия Руссграфит.

(Алиберовское месторождение) и на Украине (Криворожское месторождение).

Всего в 1925/26 г. реализовано на внутреннем рынке графита своей добычи 1850 тонн на сумму 700 000 руб.

Кроме того, Акц. О-во „Руссграфит" экспортировало за границу 2000 тонн Курейского графита, из коих 1355 тонн Северным морским путем, за которые выручено 180 000 руб.

Таким образом, первые результаты вновь организованной отрасли промышленности выражаются в следующих цифрах:

700 000 руб.	сбережено валюты
180 000 „	выручено червонцами
Всего . . 880 000 руб.	

По пятилетнему плану, утвержденному ВСНХ — СССР, предусматривается реализация:

На внутреннем рынке . .	29 750 тонн	на сумму	6 905 000 руб.
На внешнем рынке . . .	45 000 „	„ „	5 644 000 „
Всего . . .	74 750 тонн	на сумму	12 549 000 руб.

По плавиковому шпату и фтористым солям. (Применяются в металлургии, для эмалировки посуды, производстве алюминия, матирования стекла, пропитка железнодорожных шпал). Плавик и фтористые соли ввозились целиком из заграницы.

Работы Института велись по двум направлениям:

1) Организация в Союзе производства фтористых солей, что и было реализовано сначала в лабораториях Института, после чего было поставлено опытное производство на своем Царицынском опытном заводе, удовлетворяющее промышленность в ее потребностях в криолите, фтористо-водородной кислоте и т. д.

2) Подвести сырьевую базу под новую отрасль промышленности.

Институтом были произведены обследования месторождений плавикового шпата в Туркестане и в Забайкалье, произведена опытная добыча. Главнейшее месторождение в Забайкалье передано было вновь организованному тресту „Редкие Элементы".

Результаты работ Института: развитие новой отрасли промышленности, которая в горной части дала в текущем году 1200 тонн плавикового шпата на сумму 72 000 руб.

Опытное производство Института дает в год фтористых продуктов в размере 60 тонн на сумму 127 000 руб.

Сокращен ввоз криолита и других фтористых солей на сумму 100 000 руб. валютой.

Перспективы развития этой промышленности весьма обширны:

а) в ближайшее время имеет быть построен завод для производства фтористого натра для пропитки шпал с производительностью в 2000 тонн в год на сумму до 2 млн. руб.[1]);

б) установка производства в Союзе металлического алюминия предъявит потребность в криолите в размере не менее 1000 тонн на сумму около 600 000 руб.

[1]) Проект завода, с производительностью 200 тонн фтористого натрия, 100 тонн криолита и 100 тонн плавиковой кислоты, спроектирован Институтом и сдан „Химстрою.

По асбесту и новым строительным материалам. Асбест применяется, как термоизоляционный материал, для производства искусственного шифера, огнестойкой спецодежды, огнестойких строительных материалов и др.

Институтом обследован ряд асбестовых месторождений и изучены методы использования асбестовых руд.

В результате получено значительное повышение использования полезного материала, заключенного в горной асбестовой породе. Работы заключались в изучении возможности использования коротковолокнистого асбеста. Низкосортный асбест, который прежде выбрасывался в отвалы, теперь применяется в строительном деле.

Институт передал промышленности установленное им впервые в Союзе производство асбестовой ваты, которая ранее ввозилась из-заграницы на 75 000 руб. в год, и электроизоляционных материалов, основанных на применении асбеста, также ввозившихся из заграницы.

Производственная программа по асбестовым изделиям на 1926/27 г., основанная на работах Института, предусматривает продукцию на сумму 1 300 000 руб.

Силикатные и асбосиликатные краски. Строительная техника нуждается в прочных фасадных красках безотносительно даже к их стоимости. С другой стороны, в Союзе ощущается острая потребность в огнестойких красках, главным образом, для окраски деревянных кровель, для придания им противопожарной огнестойкости.

Институт Прикладной Минералогии и Металлургии уже год тому назад приступил к проработкам прочных силикатных красок, т.-е. красок, в которых минеральные красители связаны растворимым силикатом в прочные, устойчивые во времени соединения. В качестве красителей используются минералы, а также цветные глины и земли. Такие краски вполне пригодны в качестве фасадных, а при введении в состав их асбестовой пыли приобретают свойство сообщать покрытому ими дереву достаточную огнестойкость.

Силикатные и асбосиликатные краски до сих пор у нас в Союзе не производились и не могли, естественно, создать себе круга потребителей. Ясно, что с развитием производства означенных красок в промышленном масштабе потребление их будет год от году расти, захватывая в особенности деревенское строительство, сплошь у нас в некоторых областях деревянное.

Растворимый силикат, как продукт очень дешевый, дает возможность рассчитывать, что стоимость красок светлых колеров будет очень невысокою: в среднем около 10 – 15 коп. за килограмм краски, достаточный для покрытия 2—2,5 кв. метра. Институт выработал ныне несколько рецептов таких красок, основанных на растворимом натровом силикате, имеющемся на рынке в Союзе, и ведет проработку способов получения растворимых силикатов в других, более прочных составов.

По хромпику. (Применяется в химической, лакокрасочной промышленности и др.).

Для получения требующихся промышленности ежегодно 3 000 *m* хромпика необходимо переработать значительно бóльшее количество хромистого железняка. До работ Института переработка этой руды, путем обжига в печах давала лишь выход в 50% заключенного в руде хрома. Институтом был изучен новый, метод обжига в лаборатории, а затем в полузаводском масштабе на Опытном Заводе Института.

В результате работ был достигнут выход в 70% хрома, содержащегося в руде, и заводы Северного Химического Треста получили возможность, без лишних затрат руды и топлива, поднять производительность с 2 200 тонн стоимостью около $1^1/_2$ миллиона рублей до 3 000 тонн, т.-е. увеличить, стоимость выпускаемой продукции на 40% или на 600 тыс. рублей.

По мышьяку. Соли мышьяка, потребляемые в химической и военной промышленностях и в сельском хозяйстве, ввозятся на сотни тысяч рублей в год и в СССР не производились. Потребность в этих солях с каждым годом увеличивается, в виду расширяющегося применения их в сельском хозяйстве для борьбы с вредителями, и в 1925 г. ввоз достиг суммы 1 000 000 рублей валютой.

В лабораториях и на Опытном Заводе Института разработаны методы производства солей мышьяка.

Экспедиция по борьбе с саранчей от ОЗРА Наркомзема с участием представителей Научно-Исследовательской Лаборатории отравляющих веществ производила опыты по борьбе с саранчей в Казакстане с препаратами мышьяковисто-кислого кальция, изготовленными на заводе Института в 1926/27 г. (по 2 тонны в 1926 и 1927 г.г.). Результаты вполне благоприятны. Токсичность препаратов весьма высокая.

Препараты кальция были изготовлены на Опытном Заводе по способу, разработанному в Термической Лаборатории Института.

В настоящее время по заданию ОСОАВИАХИМА в Термической Лаборатории прорабатываются вопросы получения устойчивых суспензий, нерастворимых в воде, мышьяк - содержащих препаратов — мышьяковисто-кальциевой соли и Швейнфуртской зелени.

Поставленные опыты показывают возможность в результате прибавления к суспензиям коллоидов (были испробованы: растворимый крахмал, пшеничный крахмал, маисовый крахмал, клей, желатин, гуммитрагант и др.) и при соответствующем помоле, например, на коллоидной мельнице, получить устойчивые суспензии, удовлетворяющие требованиям ОЗРА Наркомзема.

Химические заводы Союза имеют, таким образом, возможность, основываясь на работах Инситута, поставить это производство, столь важное для военной, химической промышленности и для сельского хозяйства, что в настоящее время осуществляется Трестом „ХИМУГОЛЬ".

По свинцу и цинку. Существующий в СССР единственный завод выплавляющий свинец и цинк — Алагирский завод ГОСПРОМЦВЕТМЕТА, к 1925 г. был обеспечен сырьем не более чем на 3 года, что вынудило Трест срочно поставить вопрос о разведке месторождения так как иначе завод остановится.

Организованные Институтом работы по исследованию Садонского месторождения на Северном Кавказе (Осетия) выявили полную благонадежность месторождения и более 40 миллионов пудов запаса руды, обеспечивающие завод на 20 лет, при чем был открыт новый рудный участок на правом берегу реки Садона.

Производительность Садонского рудника составляла 25 000 тонн руды в год. После работ Института, рудник проектирует развернуть в течение ближайших 5 лет, свою производительность до 85 000 тонн в год. Продолжающиеся разведки обнаруживают все новые запасы руды.

Таким образом производительность сможет быть увеличена с 1 325 тонн свинца и 3 325 тонн цинка до 6650 *т* свинца и 16 650 *т*

цинка, что сократит ввоз из заграницы более, чем на 10 000 000 руб. валютой ежегодно.

Работа Института на Урале по изучению Карпушинской руды позволит ускорить постройку столь важного для страны цинкового завода и даст стране более 4 200 *т* цинка, ввозимого из заграницы стоимостью около 2 миллионов рублей валютой.

По углю в Закавказье. Работы Института обнаружили на совершенно новом участке пласт угля в 16 метров мощности, при чем запасы, действительные до горизонта штольни, представляют 3 335 000 тонн, что обеспечивает Кавказ углем на 20 лет. Если же подсчитывать запасы, лежащие ниже уровня работ штольни, то обнаруженные запасы угля высчитываются в 16 670 000 тонн. В связи с обнаруженными запасами Институт производит проект рациональных работ на копях, имеющих целью понизить себестоимость добычи угля не менее, чем на 25%. Грузгостоп выдвинул в Президиуме ВСНХ Грузии вопрос о премировании работ Института. Таким образом, эта работа Института даст промышленности запас топлива на сумму по себестоимости на 1,5 миллиона рублей ежегодно.

Работы по обеспечению сырьем керамической и силикатной промышленности.

По огнеупорной глине. Для УКРСИЛИКАТТРЕСТА произведена разведка глины в районе Часов-Яра и Владимировки, в результате чего керамические заводы обеспечены теперь сырьем на 10 лет. Разведаны месторождения, дающие заводам ежегодно огнеупорной глины 66.600 тонн на сумму 400 000 рублей.

Горно-Техническим Отделом ведется работа по составлению проекта механизации карьерных разработок Часов-Ярских огнеупорных глин по заданию УКРСИЛИКАТТРЕСТА.

В результате проведения в жизнь проекта получится увеличение производительности карьеров с 50 000 *т* до 200 000 *т*. Благодаря механизации как добычи, так и сортировки (применение системы конвейера), стоимость окончательного продукта снижается с 6 р. 76 к. до 3 р. 96 к. за тонну. Изменение метода сортировки улучшит качество продукта. В связи с проектом рационализации разработок проектируется постройка нового шамотного завода, что повысит экономический эффект этого предприятия на 548 000 рублей.

По кварцитам. Для УКРСИЛИКАТТРЕСТА разведены месторождения в районе Донбасса, которые смогут дать ежегодно сырья для динасовых заводов в количестве до 33 300 *т* на сумму 200 000 р. в течение 10 лет.

Глауберовая соль. Основная химическая промышленность и стекольная потребляют ежегодно несколько десятков тысяч тонн обезвоженной глауберовой соли и перспективная потребность в ней в 1930 г. намечается в количестве 133 300 тонн. До сего времени потребность около 50 000 тонн удовлетворялась искусственной глауберовой солью, получаемой в процессе производства соляной кислоты.

Однако, перспективы развития стекольной и основной химической промышленности предъявляют спрос, значительно (больше чем вдвое) превышающий предполагаемое развитие производства соляной кислоты. Кроме того, искусственная соль стоит около 42 р. тонна франко-завод. Между тем имеются природные рессурсы этой соли, так, например, в Карабугасском заливе выбрасываются морем еже-

годно миллионы тонн глауберовой соли, использование которой возможно в том случае, если найти экономически выгодный способ обезвоживания этой соли. Задача состоит в том, чтобы без большой затраты топлива и без сложного оборудования удалить 60% воды, содержащейся в кристаллах выбрасываемой соли.

По заданию Совета Съездов Основной Химической Промышленности Институт поставил эту работу и получил положительные результаты.

В настоящее время опыты ставятся в полузаводском масштабе. Полученные результаты дают все основания рассчитывать, что себестоимость обезвоженной глауберовой соли, по способу Института будет около 6 р. за тонну. В конечном результате установки по новому методу производства обезвоживания глауберовой соли, стекольная промышленность, потребность которой в 1930 г. будет около 85 000 тонн получит ежегодную экономию около 250 тысяч рублей.

Слюда. В 1926 г. Институтом было организовано промышленное опробование главных слюдяных месторождений, Мамского и Слюдянского, изученных им еще ранее в геолого-минералогическом отношении.

Опытная добыча янтарной слюды (флогопита) на Байкале дала 25 *т* очищенного продукта, который сдан Институтом Акц. Обществу „ПРОМЭКСПОРТ" для пробного экспорта. Последний должен был установить ценность нашей слюды по сравнению с материалом из других мировых месторождений и окончательно выяснить требования, предъявляемые мировым рынком к обработке слюды. Та и другая цель была достигнута успешной реализацией слюды за границей, выяснившей возможность экспорта нашего продукта и давшей Государству около 40 тысяч рублей валюты.

Пробная добыча бесцветной слюды (мусковита) на Маме (Ленско-Витимский округ) дала одну тонну очищенного продукта, сданного Институтом ГЭТ'у для производства нагревательных приборов и признанного им слюдой очень высокого качества. Благоприятные результаты разведки и опробования дали основание Институту поставить вопрос о создании специального слюдяного хозоргана для эксплоатации обследованных месторождений. Эта точка зрения была поддержана Сибкрайсовнархозом, по ходатайству которого Президиум ВСНХ—СССР в феврале 1927 г. создал особый „Сибирский Слюдяной Трест". Последнему 8/IV—27 г. были переданы на ходу все опытные рудники Института для эксплоатации в промышленности.

По поручению Главгортопа Институтом Прикладной Минералогии и Металлургии была составлена программа производства и финансирования нового Треста, принятая Особой Комиссией Президиума ВСНХ—СССР (тов. Гинзбурга). По утвержденному ВСНХ плану Слюдяной Трест должен будет в 1927/28 г. дать на 700 тысяч рублей продукции для внутреннего рынка и вывести на 50 тыс. рублей слюды заграницу.

Сера. Сера ввозится ежегодно из заграницы на сумму около 1 миллиона рублей. Союзные месторождения могут дать серу промышленности лишь в ничтожном размере.

Институт поставил себе задачу найти метод использования уходящих в воздух сернистых газов, получающихся при обжиге медистых колчеданов и содержащих огромные количества серы.

В лабораториях Института с благоприятным результатом закончена работа по изучению метода извлечения серы из газов медных металлургических заводов. В настоящее время работы проверяются. Разрешение этой задачи освободит нас в полной мере от необходимости ввоза серы на сумму не менее, чем на $1^1/_2$ миллиона рублей валютой, причем себестоимость серы будет около 36 р. за тонну, вместо 72 р. за тонну заграничной.

Тальково-хлоритовый камень. Работы по изучению тальково-хлоритового камня начались в 1925 г. и имели целью введение в промышленность этого нового вида сырья.

В качестве изоляционного материала изучение свойств этого сырья показало возможность замены им ввозившегося из заграницы шифера. Для внедрения этого нового вида сырья в промышленность были сданы несколько пробных партий ГЭТ'у. По отзывам его заводов изделия из тальково-хлоритового камня признаны вполне годными для производства.

Одновременно с этим, Институтом была разработана технология и выработаны типы машин для обработки и организована добыча сырья в Карельской Республике. В связи с достигнутыми результатами в конце 1927 г. разработки и опытная мастерская переданы Тресту „Карелгранит" для развития этого дела до промышленного масштаба. Производительность мастерской составляет около 1 800 кв. метров по цене около 60 руб. за кв. метр, всего на 108 000 рублей в год.

Соединения титана. Большое значение имеет работа по титану. Институт произвел детальное исследование месторождений титановой руды (ильменит) на Урале; им поставлена была впервые в СССР опытная добыча руды для военных целей и для опытов по получению титановых белил с целью замены ими свинцовых.

Кроме того, в лаборатории Уральского Отделения Института частично проработан вопрос получения титановых белил. Постановка в будущем такого производства освободит СССР от затраты и ввоза свинца из заграницы для изготовления белил в размере 6 тысяч тонн на сумму около 2 миллионов рублей золотой валютой.

По Молибдену. (Молибден применяется для специальных сталей, электроламп, для химических анализов).

Выработан метод получения из нашего сырья молибденово-кислого аммония, не уступающего по качеству заграничному (Мерк. Кальбаум) и передан Тресту „Редкие Элементы". Этим прекращен ввоз его из заграницы на сумму 10 тысяч рублей валютой.

По Вольфраму. (Применяется в электротехнике, для специальных сортов стали и др.).

Изучены условия изготовления из союзного сырья вольфрамата натрия, производство которого будет передано тому же Тресту. Этим СССР освободится от ввоза его из заграницы $2—2^1/_2$ тонн на сумму 10—15 тысяч рублей золотом. Кроме того, выработана вольфрамовая соль для рентгеновских экранов.

Рентгено-технические экраны. Рентгено-техническая лаборатория выработала метод изготовления экранов для рентгеновского просвечивания, которые ввозятся на 60 тыс. рублей валюты ежегодно. Качество изготовленных экранов не уступает лучшим заграничным маркам, по отзывам медицинских учреждений. В настоящий момент производство организовано и ввоз экранов из заграницы прекращен.

Пирометры, электрические печи, нагревательные приборы. Отделение Института в Ленинграде (Горметлаб) после продолжительного изучения поставило производство ввозившихся из заграницы вышеуказанных приборов. Исполняются задания 88 Госучреждений на сумму

130 тысяч рублей в год. Приборы получили одобрение Главэлектро. Отзывы НКПС и Октябрьской ж. д. настолько благоприятны, что ЦУЖЕЛ НКПС рекомендует выработанный тип к постановке на вновь строющихся и ремонтируемых паровозах. Перспективы расширения производства значительные.

Работа по барию. Производство солей бария (хлористый, углекислый) потребляет около 3 000 тонн барита ежегодно, стоимостью франко-завод около 200 тысяч рублей. Процент выхода в химической обработке барита не превышал 70%. Институт изучил условия процесса получения сернистого и хлористого бария из природного сульфата бария, вследствие чего выход поднялся до 90—95%. Результаты исследования использованы Константиновским Химическим Заводом „Химугля". Работа эта дает экономию в производстве около 50 тысяч рублей в год, а в связи с предполагаемым развитием производства литопона эту цифру можно утроить.

Гравий. Рост Московского строительства не мог не отразиться на ценах на гравий и песок, добываемый исключительно кустарным трудом. Сравнительная дороговизна гравия и его неоднородность как по составу, так и по размерам обратила на себя внимание Института, предпринявшего разведки на этот материал для установки опытной механической его добыча.

Внимание Института было обращено на залежи горного гравия и, наметив предварительной разведкой районы вокруг Москвы, где экономически возможна добыча гравия, Институт остановился на районе ст. Мытищ, как наиболее эффектном в экономическом отношении и требующем для своей механизации сравнительно небольших средств.

Острый кризис гравия, начиная с лета 1927 г., когда на Московскую Товарную Биржу не поступило ни одного предложения и цена на гравий к концу сезона 1927 г. дошла до непомерной цены в 20 руб. куб. метр, заставил Московские организации всерьез подойти к разрешению этой проблемы.

Мосстрой полумеханизирует добычу гравия на карьере Крутец близ ст. Икша и предполагает получать гравий по цене 6—7 руб. за куб. метр франко-ст. Икша.

Для Мытищенского карьера Институт подсчитал экономический эффект при условии пятилетней разработки Мытищенского карьера при ежегодной добычи 50 000 *куб. м* гравия и 50 000 *куб. м* песка— получается экономия против цен Моск. Товарной Биржи от 2 до 3 миллионов рублей.

Если принять во внимание, что в сезон 1928 г. для Москвы и губернии потребуется 200 000 *куб. м* по цене 11 р., т.-е. на сумму 2 200 000 рублей, то выясняется, что ежегодно Московское строительство переплачивает за гравий свыше 1 миллиона рублей. Этих бесполезных трат легко избежать, осуществив проект Института механизации добычи гравия и песка.

Цифровые итоги наиболее крупных работ Института прикладной минералогии и металлургии за 1923/24—1925/26 г.г. [1]).

№№ по порядку	Наименование работ	Достигнутый экономический эффект вследствие использования промышленностью результатов работ Института [2])					Выявленные экономические возможности имеющие быть использованы промышленностью			Примечание
		Годовая реализация продукции в рублях	Сбережено валюты в рублях	Достигнуто экономии вследствие снижения цен	Ожидаемая годовая реализ. продукции [3]) В рублях	На внутр. рынке валют. (в рублях)	Возможная годовая реализация продукции в рублях	Возможно сберечь валюты в год	Возможно достигнуть экономии в год	
1	По графиту	880 000	900 000	225 000	1 052 000	510 000	1 562 000	1 800 000	—	[1]) Институт получил за ист. период по Госбюджету 524 000 от промышленности 248 000. Итого в руб. 772 000.
2	„ плавиковому шпату	200 000	100 000	—	—	—	2 600 000	—	—	
3	„ асбесту и новым строительным материалам	1 300 000	75 000	—	1 300 000	—	—	—	—	
4	По хромнику	2 100 000	—	600 000	2 100 000	—	—	—	—	
5	„ мышьяку	—	—	—	—		1 000 000	1 000 000	—	
6	„ свинцу и цинку	—	—	—	—	—	10 000 000	10 000 000	—	
7	„ углю	—	—	—	1 500 000	—	—	—	—	
8	„ огнеупорной глине	400 000	—	—	—	—	792 000	—	548 000	[2]) По последн. отчетам соответствующих предприятий.
9	„ кварцитам	—	—	—	—	—	200 000	—	—	
10	„ глауберовой соли	—	—	—	—	—	799 800	—	250 000	
11	„ слюде	—	40 000	—	700 000	50 000	—	—	—	
12	„ сере	—	—	—	—	—	750 000	1 500 000	750 000	[3]) По пятилетнему плану.
13	По тальково-хлор. камню	108 000	108 000	—	—	—	—	—	—	
14	„ титану	40 000	40 000	—	—	—	2 000 000	2 000 000	—	
15	„ молибдену	10 000	10 000	—	10 000	—	—	—	—	
16	„ вольфраму	—	—	—	—	—	15 000	15 000	—	
17	„ экранам рентг. техн.	60 000	60 000	—	60 000		—	—	—	
18	По пирометрам, электрич. печам и нагрев. приб.	130 000	130 000	—	130 000	—	—	—	—	
19	По барию	200 000	—	—	—	—	600 000	—	150 000	
20	„ песку и гравию	—	—	—	—	—	1 000 000	—	600 000	
	ИТОГО	5 428 000	1 463 000	825 000	6 352 000	560 000	21 318 800	16 315 000	2 298 000	

Резюмируя эти итоги, можно видеть, что Институт, получив от Государства по бюджету и от промышленности около 800 тыс. руб., произвел уже ряд работ, результатом которых является реальное увеличение экономического эффекта наших промышленных предприятий ежегодно на сумму около 6 млн. руб. черв., сбережение валюты на сумму около $1^1/_2$ млн. руб. и, благодаря снижению цен, достижение около 1 млн. руб. экономии. В наступающем операционном году новые производства, возникшие в результате работ Института, дадут продукции на сумму около 7 млн. руб. черв. и 560 000 руб. валютой (реализация на внешнем рынке). В случае использования промышленностью всех достижений Института, годовой экономический эффект выразится в следующих цифрах: возможная годовая реализация продукции—21 млн. руб., сбережение валюты—16 млн. руб., ежегодной экономии свыше 2 млн. рублей.

Проф. Н. Ф. Юшкевич.

Участие Института Прикладной Минералогии и Металлургии в деле развития и рационализации химической промышленности в СССР.

Активное участие научных и исследовательских учреждений Союза в деле расширения и рационализации промышленности—необходимейшее условие для успешного разрешения задачи индустриализации нашей страны. Этим бесспорным положением Институт руководствовался в своей деятельности, начиная с первых дней своего возникновения. В частности и в отношении минеральной химической промышленности, базирующейся на том минеральном сырье, которое является непосредственным объектом изучения Института, были предприняты в соответствующих отделах Института (в лаборатории химико-технологических процессов, в термической лаборатории и в аналитической лаборатории) работы и исследования с одной стороны в отношении рационализации промышленных приемов и методов химической переработки минерального сырья на готовые товары, с другой стороны, в направлении разработки совершенно новых способов изготовления химических товаров из нашего минерального сырья и из отбросов других производств (металлургических). Разрабатываемые сначала в лабораториях эти новые методы и способы затем опробовались в полузаводском масштабе и только после этого передавались промышленности с соответствующими гарантиями технического характера.

Несмотря на недостаточность оборудования лабораторий и опытного завода, несмотря на перманентный недостаток денежных средств технологический отдел Института за время своего 4-х летнего существования разрешил для минеральной химической промышленности Союза целый ряд важнейших задач.

Производство хромпика из хромистого железняка [1]. Выполнивши большие лабораторные исследования и полузаводские испытания в указанной области, выявивши путем непосредственного обследования недостатки и неправильности в работе существующего Шайтанского хромпикового завода, разработавши проект новой рациональной печи для получения хромата, Институт сыграл значительную роль в деле рационализации производства и удешевления себестоимости хромпика в Союзе.

Кроме того, своими работами Институт дал промышленности указания относительно типа нового мощного хромпикового завода, к постройке которого будет приступлено в 1928 г. Значительную часть продукции с нового завода предположено экспортировать заграницу.

Фтористые соли. Совершенно исключительную роль проявил и проявляет Институт в деле создания в Союзе новой отрасли минеральной химической промышленности—производства соединений фтора. В связи с введением в практику пропитки шпал фтористым натрием и в связи с предстоящим созданием алюминиевой промышленности, для которой потребуются значительные количества криолита, надлежит развить в СССР производство соединений фтора. В указанной области Институтом проделана вся гамма работ, начиная с лаборатор-

[1]) См. статью Н. Ф. Юшкевича: „Минеральное Сырье". 1926 г. I, 54.

ных исследований и кончая заводским регулярным производством соединений фтора, ведущимся ныне на Царицынском опытном заводе в течение уже нескольких лет.

Разработанные и испытанные Институтом в полузаводском масштабе способы производства соединений фтора (*NaF*, *HF*, NH_4, HF_2, *Na Al* F_4) ныне ставятся на Урале в большом промышленном масштабе.

Обезвоживание глауберовой соли. Большую работу лабораторного и полузаводского масштаба провел и проводит Институт при отыскании наиболее дешевого промышленного способа сушки природной глауберовой соли (для Кара-Бугаза, Баталпашинска и др.). Некоторые из предложенных способов уже проверены в полузаводском масштабе, при чем выявлены все необходимые технические данные для проектировки и постройки аппаратов большого промышленного масштаба.

Утилизация сернистого газа. Большое внимание посвятил Институт проблеме использования сернистого газа, выпускаемого ныне на воздух нашими медеплавильными заводами, в количествах, измеряемых сотнями тысяч тонн в год. Произведенное Институтом подробное обследование газов ватер-жакетных печей Калатинского медеплавильного завода показало полную техническую возможность использования его для производства серной кислоты обычными способами.

Нет никакого сомнения в том, что утилизация дарового SO_2 для выработки серной кислоты примет в ближайшее время значительные размеры и в первую очередь на Урале для снабжения кислотой как самого Урала, так и тяготеющих к нему районов, где уральская кислота будет стоить дешевле кислоты, выработанной на местных заводах из привозного колчедана. Высокая стоимость перевозки серной кислоты на большие расстояния ставит предел широкому использованию SO_2 для указанных целей, в связи с чем внимание Института направилось в сторону использования дарового сернистого газа для выработки серы, в чем Союз очень нуждается, ввозя всю потребную ему серу из заграницы.

В связи с вышеизложенным Институт предпринял лабораторное исследование, имевшее целью выявить те условия, которые нужно соблюдать при получении серы из SO_2 путем восстановления углеродом (древесным углем, коксом [1]). Лабораторные исследования уже закончены и в настоящее время идут к концу полузаводские испытания способа восстановления SO_2 до серы. По окончании этих полузаводских испытаний работа будет перенесена на Урал на один из медеплавильных заводов, где разработанный Институтом способ получения серы из SO_2 будет окончательно опробован в большом масштабе на отходящих газах ватер-жакетных печей.

Производство мышьяковых солей. В области изыскания промышленных способов выработки мышьяк-содержащих соединений нужных Союзу для борьбы с вредителями, Институтом проделаны лабораторные исследования и проведены опробования способов в полузаводском масштабе [2]). На основании работ Институтом в ближайшее время будет приступлено к проектировке и постройке заводов для выработки соединений мышьяка в Союзе.

Производство хлористого бария. Институт проявил свое участие в деле улучшения производства хлористого бария [3]), которое теперь

[1]) Работа будет напечатана в № 1 журнала „Минеральное Сырье“ за 1928 г.

[2]) А. Н. Крестовников. Получение мышьяковой кислоты по термическому способу проф. Э. В. Брицке. „Минеральное Сырье“ 5—6, 354, 1927 г.

[3]) Н. Ф. Юшкевич и П. М. Спиридонов. „Минеральное Сырье“. 5, 374, 1926 г. 12 за 1927 г.

впервые было поставлено на наших химических заводах. Работы Института в этой области выразились в большом лабораторном исследовании процесса получения хлористого бария из тяжелого шпата, в обследовании работы заводской печи в Константиновке и в указаниях заводу тех условий, которые нужно соблюдать для получения наилучших производственных результатов.

Вставшая в последнее время проблема использования ангидритов для целей производства сульфата аммония, серной кислоты и цемента также явится объектом внимания Института, занимающегося изучением этого сырья и условий производства из него вышеуказанных химических продуктов.

Заключение. Нужно здесь отметить, что вышеотмеченные химические задачи не представляют собой обособленные задачи, разрешаемые только соответствующими химическими лабораториями Института, напротив того, они являются лишь последними звеньями тех комплексных проблем, которые разрешаются отделами Института.

Обрисованная в кратких чертах работа института для минеральной химической промышленности Союза, выполненная в течение истекших 4-х лет относится лишь к восстановительному периоду промышленности.

В настоящий момент мы входим в период новой, мощной химической промышленности и те большие задачи, которые уже стоят перед Институтом и будут поставлены в ближайшие годы, потребуют несравненно более широкого развертывания работ в Институте Прикладной Минералогии и Металлургии.

Накопленный опыт за 4 года работы, дооборудование лабораторий в новом здании Института и та спаянность, которая образовалась между научными сотрудниками за годы совместной работы—все это дает полную уверенность, что Институт сумеет разрешить те задачи, которые химическая промышленность Союза поставит ему в области использования минерального сырья.

30 сентября 1927 г.
Москва.

И. В. Рабчинский.

Золото и соль.

Это было в середине 1918 г. С личной запиской от Я. М. Свердлова явился я к Наркому ВСНХ А. И. Рыкову. В записке предлагалось использовать меня в какой нибудь хозяйственной работе.

Мне было предложено взять на себя организацию и руководство экспедицией на Урал и в Сибирь с целью установления связи с горными управлениями и национализированными предприятиями, затем по реорганизации платинового и золотого дела, а также для отобрания образовавшихся залежей золота на приисках и скупке такового. Я охотно взялся за это. Организационная работа велась силами горного отдела ВСНХ, председателем коллегии которого был. Ник. Мих. Федоровский.

Через два месяца с лишним все было приготовлено и на рельсах стоял специально приспособленный поездной состав с провиантом, крупным запасом мануфактуры и готового платья, бумажными денежными знаками и солидным вооруженным отрядом. Делались последние приготовления. Через несколько дней намечался отъезд.

В то же самое время шли вести о продвижении по Сибири Колчака. На завтра экспедиция должна выезжать, а телеграммы сообщили о продвижении Колчака на Урал. Дело с Колчаком затянулось. Экспедиция, спустя некоторое время, была ликвидирована, а на меня была возложена обязанность члена коллегии Горного Отдела ВСНХ и заведывание секцией золота и платины.

Настоящей работы по организации золото-платинового дела не было, так как все производственные золото-платиновые районы были заняты неприятелем. Кроме того, вообще по тому времени считалось чуть не зазорным занятие в этом направлении. Нужен был хлеб, уголь, ткань, а золото нельзя было есть, поэтому оно и не нужно было. Горный Отдел должен был заменять собой бывший Горный Департа-

Рис. 1. Баскунчакские соляные промысла. Ручная разработка корневой соли (гранатки).

мент, регулирующий горную промышленность, плюс новое беспримерное учреждение, ведающее производством всей горной промышленности.

Надвигалась гигантская лавина работ и ответственности. С первого же шага социалистической централизации горнодобывающей промышленности Горный Отдел напоролся на резкое противодействие со стороны мест, особенно Областного Урала, затем Подмосковного бассейна и др.; Донбасс сразу занял независимую позицию.

Надо сказать, что из бывш. Горного Департамента на службе состояли только два ответственных сотрудника инж. Шейнцват и инж. Сергеев, затем появился К. Г. Копелянский и Кисельников; из новых тов. Федоровский, я и тов. Егоров. На эту горсточку людей Горного Отдела буквально наваливались горы: они должны были задавить нас, и мы отлично сознавали возможность такого конца; однако мы с энтузиазмом работали—Революция вливала в нас силы.

Один из примеров.

1919 год. Соль ценится буквально на вес золота. Горный Отдел испытывает угрызения совести не только от того, что нет угля, но и потому, что нет соли. Меня назначают заведующим секцией соли,

которая к тому времени разработала план добычи соли, опираясь главным образом, на выварочную соль Пермского района. Коллегия Горного Отдела забраковала этот план, так как выварка соли требовала много древесного топлива и много рабочих; ни того, ни другого нельзя было получить. Такой вопрос нельзя было решить ни теоретически, ни трафаретно: нужно было не только соль получить, но надо было еще и развести по обширнейшей территории свыше 120 млн. пудов годовой добычи соли, а жел. дороги неохотно занимались перевозкой; кроме того надо было закладывать фундамент на будущее: примитивные способы добычи соли не могли дать нужных результатов.

В конце концов мною был разработан план добычи самосадочной соли на Баскунчакском озере, находящемся в 50 верстах от Волги, куда проложена жел.-дор. ветка, а в 7 верстах проходит астраханская жел. дорога. Запасы соли здесь измеряются свыше 120 миллиар-

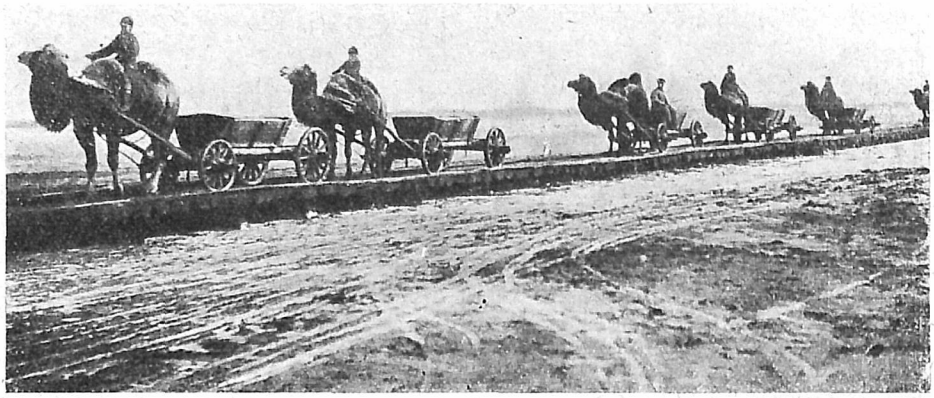


Рис. 2. Баскунчакские соляные промысла. Выволочка соли на берег.

дов пудов прекрасного качества с 98% содержанием хлористого натра. Большую часть соли можно транспортировать дешевым водным путем по Волге, а меньшую часть по жел. дорогам. Был выработан тип особенных железо-бетонных барж и легкий специальный тип разгрузочных транспортеров на поволожских пристанях; самое же главное механизация добычи соли на озере на первое время посредством экскаваторов. До этого разработка соли велась ручным способом силами киргизов, а вывоз производился с помощью верблюдов.

Был созван специальный совет крупнейших специалистов из четырнадцати человек, который единогласно отверг предложенный план и программу работ, не только как технически неосуществимый по условиям работы, но и как технически несоответствующий целевым заданиям.

Это было интересное заседание, где доказывалось математически, что ковши паровых лопат не смогут взять верхнего „свинцового" слоя соли на озере, ни монолитных бугров на берегу. А между тем, до этого на Баскунчак было послано доверенное лицо, которое проверило степень твердости монолитной соли в буграх и „свинцового" слоя на озере. Степень твердости оказалась ниже той, какую может взять ковш экскаватора. Ни один из членов совещания этому не поверил. План проваливался. Один только человек отнесся к плану по иному, это председатель Горного Отдела тов. Федоровский: вопреки всем он,

под личную мою ответственность утвердил план, получив на то согласие председателя ВСНХ тов. А. И. Рыкова.

Оставалось по тому времени самое главное — перебросить на Баскунчак экскаваторы. Задача заключалась не только в том, где их взять, но и как их перевести, как сохранить в целости, кто их соберет на месте и кто на них будет работать. Непредусмотрительность грозила полным провалом и настоящим бесчестием для меня. Тут пришел на помощь экскаваторный машинист и механик Крыжанский Петр Апполинариевич. Он взялся приготовить к вывозу на Баскунчак двух экскаваторов, лично сопровождать их до места, там собрать и лично же начать разработку сперва монолитных бугров соли на берегу, а затем и разработку на озере.

Рис. 3. Баскунчакские соляные промыслы. Ручная нагрузка соли в вагоны.

Началась трехмесячная волокита по вывозу экскаваторов из Петрограда. Десятки протестующих телеграмм не давали покою А. И. Рыкову, который все же поддержал нас до конца.

Наконец экскаваторы двинулись из Петрограда, но в Бологом пришлось их отцепить, так как в буксы кто то насыпал песку. В Москве пришлось их ремонтировать. Однако, через три месяца экскаваторы оказались на Баскунчаке. Тут новая волокита: мешают, не пускают, чрезвычайные уполномоченные уговаривают, грозят, просят.

Зима. Экскаватор собран, подведен к буграм. В полном составе исполком, сотни киргизов. Со стальными, особенно заточенными зубьями ковш вгрызается в монолитный бугор соли в несколько сот тысяч пудов; происходит страшный треск, словно палят пушки; испуганные киргизы падают ниц и кричат „аллах“. А экскаватор переносит свыше 200 пудов соли в ковше и ссыпает ее в вагон; три ковша — вагон полон. Началась транспортировка соли. Через несколько месяцев был изжит соляной голод. Ничего так охотно не перевозили тогда жел. дороги, как соль.

Планирование на Баскунчакскую соль с механизацией разработки оказалось во всех отношениях единственно правильным и до сих пор и на будущее.

Но еще много надо сделать, чтобы ударная, экскаваторная механизация была превращена в соответствующую длительную механизацию как по добыче, так и по транспортировке соли, особенно по Волге. Пока что из утвержденного в свое время плана ничего не сделано. Нет ничего ошибочнее, как поручать исполнение плана тем, кто его не составлял: в лучшем случае, при неисполнении, план не осуществляется, а в худшем, при исполнении проваливается. Здесь, собственно, получилось то же.

Надо сказать, что Коллегия Горного Отдела наметила и ряд других мероприятий по разработке угля, руд, по жилищному вопросу и др., из которых кое что было проведено, но многое, по независящим от нее причинам, не было осуществлено.

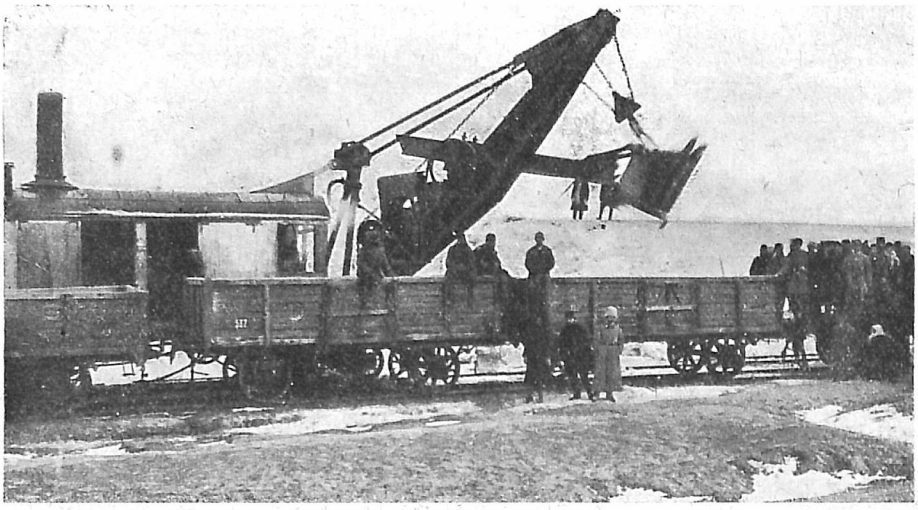


Рис. 4. Баскунчакские соляные промыслы. Нагрузка соли в вагоны экскаватором № 32 [1]).

Тут, пожалуй, не мешает вспомнить что при содействии Горного Отдела тов. Федоровский не только организовал, но буквально создал Московскую Горную Академию, потратив на нее очень много сил. Горный Отдел в лице того же тов. Федоровского, являлся одним из главных участников организации Научно-Технического Отдела ВСНХ.

Горный Отдел сделал бы много больше, но район организационного влияния, в то время, ограничивался одним Подмосковным бассейном; остальные горные районы находились в руках врагов, поэтому ничего больше и нельзя было сделать. Но и то, что исполнено, показывает, что фундаменты заложены были основательные и прочные.

Москва, октябрь 1927 г.

---

[1]) Идея применения паровых лопат (экскаваторов) в области русской солепромышленности, с целью ее механизации, предложено и на государственные средства (по секции соли, Горный отд. ВСНХ) осуществлена в декабре 1918 г.

Горн. инж. М. В. Сергеев.

Организация горно-заводской промышленности в первые годы после Октября (1917—1920 г.г.).

Октябрьский переворот 1917 года в России, изменивший в корне политическо-социальный и хозяйственно-экономический строй всей жизни в стране, понятно не мог оставить в прежних формах управления и горную промышленность, как самую жизненно-важную для всякого государства. Но если ломка прежних форм управления производилась обычно очень легко и быстро, то создание новых, заменяющих упраздненные, только на первый взгляд казалось легким а по существу представляло очень большие затруднения: слишком бурно протекал в это время весь темп жизни и для перестройки, и налаживания ее в новых формах не всюду имелись налицо деятели, которые знали бы все стороны данного дела, сознавали бы важность и необходимость изменения прежних форм его ведения, и понимали бы, как целесообразнее и лучше произвести это изменение. Поэтому неудивительно, что происходило весьма частое изменение вновь создаваемых форм Центральных Управлений, появлялись неожиданно дубликаты таковых на местах или происходило расчленение Управлений по мелким самостоятельным разделам.

Управление горным делом в РСФСР не могло в этом отношении составить какого-либо исключения и наряду с другими организовалось с большими изменениями и трудностями.

Самым первым органом, при образовании Высших Государственных Учреждений в РСФСР, на котором должны были лежать все заботы о развитии горной промышленности, был учрежден Горнозаводско-Металлургический Отдел ВСНХ. Но Отдел этот уже при своем образовании не был объединяющим для этой промышленности, так как при ВСНХ же одновременно для руководства золотой и платиновой промышленностью был учрежден Главный Золотой Комитет и был особый Отдел по топливу, а кроме того, Уральская горная промышленность начала в первое время после Революции объединяться в особое Управление, претендовавшее на самостоятельность.

Собственно началом собирания Горной Промышленности в едином руководящем органе надо считать Наказ по Комиссариату Торговли и Промышленности от 21 февраля 1918 г., которым предложено:

I. Передать в Горнозаводско-Металлургический Отдел ВСНХ делопроизводства нижеследующих Отделений б. Горного Департамента: 1) инспекторское, 2) Управление Казенных Горных Заводов, 3) частное золотых промыслов, 4) частных горных заводов, 5) техническое, 6) ликвидация Счетного Отделения Департамента и делопроизводства по горнопромышленным делам, кроме частей, касающихся минерального топлива.

II. Передать в Отдел по Топливу ВСНХ делопроизводства: 7) нефтяных промыслов, 8) делопроизводства 1 — 6 Отделений в частях, касающихся минерального топлива.

III. Передать в Комиссариат Труда делопроизводства: 9) Отделение касс Горного Ведомства.

IV. Отделение соляных промыслов и минеральных вод временно передается Горнозаводско-Металлургическому Отделу.

V. Геологический Комитет и Горный Ученый Комитет функционируют как ученые учреждения непосредственно при ВСНХ.

VI. Помещения Управления Казенных Заводов Горного Департамента временно предоставляются Уральской Секции Горнозаводско-Металлургического Отдела ВСНХ.

Получив такой огромный, накопленный веками материал по горной промышленности в целом, Коллегии Горнозаводско-Металлургического Отдела предложена была Президиумом ВСНХ задача—организовать новый порядок руководства этой промышленностью. Задача эта трудна была потому, что в составе Коллегии Отдела в тот момент не было работников, достаточно знакомых с горным делом, и первая попытка организации руководства была предложена по „производственному принципу", т.-е. рудообрабатывающую промышленность передать органам, ведающим производством металла, каменноугольное—Отделу топлива, солепромышленность—в Химический Отдел и т. д. Такого принципа держалось и большинство членов Президиума ВСНХ.

Но уже в марте 1918 г. в сотрудники ВСНХ были привлечены горные инженеры: М. В. Сергеев, И. Л. Шейнцват и позднее проф. Н. М. Федоровский, которые и начали работу в Горнозаводско-Металлургическом Отделе, который к тому времени был переименован в Горно-Металлургический Отдел. Как большие практики и специалисты по многим отраслям горного дела — по углю, соли, золоту и др., эта группа работников не могла соглашаться с разделением горного дела по приведенному выше производственному принципу, и выдвинула принцип деления его на горно-добывающую и обрабатывающую промышленности. Последний принцип этой группе сотрудников удалось провести сначала в Коллегии Горно-Металлургического Отдела и при нем был выпелен, как бы Под'Отделом, Горный Совет.

В заседании Коллегии Горно-Металлургического Отделя 5 апреля 1918 г. проф. Н. М. Федоровский был введен в состав Коллегии этого Отдела с поручением ему руководства Горным Советом а в Коллегию последнего вошли Федоровский, председателем Главного Золотого Комитета, Егоров, М. В. Сергеев и Шейнцват.

Этим же заседанием поручено было М. А. Савельеву представить проект положения, с указанием конструкции отдельных органов Металлургического Отдела и сферы их компетенции.

Хотя Горный Совет выделен был как П/отдел Горно-Металлургического Отдела только постановлением Коллегии последнего. но уже и это было достаточно, так как протоколы заседаний Коллегии Отделов шли на утверждение Президиума ВСНХ.

Началась бешеная работа по организации различных частей Горного Совета — секций по специальным вопросам горного дела внутри Совета. Для организации связи с местами была разослана 17 апреля 1918 г. такая циркулярная телеграмма: „С 1-го апреля, я, Николай Михайлович Федоровский, поставлен Высшим Советом Народного Хозяйства во главе Горного Совета Российской Федеративной Советской Республики. Горный Совет обнимает собой всю горнопромышленность России. Ему подчиняются и от него должны получать руководящие указания все горнопромышленные районы. С мест немедленно будут вызваны представители от Областных Советов, представители рабочих для подготовки Всероссийского Съезда горнопромышленных рабочих.

„Впредь до точных установлений, которые будут даны Съездом всем областным и местным Советам горных районов и всем представителям Горного Надзора на местах предлагаются для руководства следующие положения.

1. Недра объявлены достоянием Государства, поэтому необходимо принимать все меры, до самых суровых, к сохранению от расхищений и порчи копей, рудников и промыслов, кому бы они не принадлежали.

Все частные предприятия в Горном Деле взяты под контроль Государства, все договоры будут пересмотрены, поэтому предлагается на местах никаких новых конфискаций не производить без санкции Горного Совета".

Председатель Горного Совета *Н. Федоровский.*

Это циркулярное распоряжение имело громадное значение: местные организации по Горному Надзору и по Управлениям горным промыслом на местах сразу почувствовали свою устойчивость, жизненность и тесную связь с Центром, что и видно из многочисленных обращений этих организаций, на которые Горный Совет давал то или другое распоряжение.

Однако, с первых же шагов работы Горного Совета по организации горной промышленности всем было ясно, что с учреждением этого органа сделано только начало этой организации, что горная промышленность в целом столь большая и разнообразная, и важная в хозяйственной жизни страны, а потому требует самостоятельного и крупного организационного центра.

Из большого, полученного от б. Горного Департамента, наследства как-то самой жизнью требовалось соединение в общее руководство всех родов горнодобывающей промышленности, так как методы поисков разведок, добычи, обработки, транспорта, надзора и даже законодательства для различных, на первый взгляд, ископаемых как уголь, руды, нефть, вода и пр., в основном или очень близки или тождественны по организации: буровые скважины, шурфы, шахты, штольни, техника подъема из недр, трубопроводы и т. д.

По этим соображениям сотрудники Горного Совета и многие из сотрудников Горно-Металлургического Отдела выдвинули перед Президиумом ВСНХ определенную необходимость для горной промышленности иметь самостоятельный руководящий орган. Но если не было противников по идеи в учреждении такого самостоятельного органа, то нашлось много мнений в размерах области компетенции его деятельности и в отнесении к таковой тех или иных ископаемых.

Такие возражения исходили прежде всего от Металлургического Отдела, деятели коего считали, что добыча руд должна принадлежать металлообрабатывающей промышленности, так как металл тесно связан с рудами. Представители Отдела Топлива находили, что топливная промышленность по важности и по своим размерам должна также иметь самостоятельное Управление и др. [1]).

[1]) Начались в недрах ВСНХ обсуждения разных мнений по этому вопросу и согласования их, при чем приводились практические данные из практики в горных предприятиях и мнения безусловно научных авторитетов. Так, небезынтересно привести мнение проф. по кафедре металлургии в Ленинградском Горном Институте В. Н. Липина, который проработал много лет практически на Уральских горных заводах, начиная с должности подмастера. Проф. Липин целым рядом весьма веских и убедительных примеров доказал, насколько близко не только соприкасаются металлургия с горным делом, но являются тесно сплетенными и нераздельными и, наоборот, разницу между металлургией и металлообрабатывающей промышленностью, являющуюся уже потребителем продуктов, изготовляемых первой.

В виду важности поднятого вопроса о выделении Горного Совета в самостоятельный Отдел и серьезных принципиальных расхождений во мнениях по нему, Президиум ВСНХ передал его на совместное обсуждение Горного Совета с Отделом Топлива, Отделом металлообрабатывающей промышленности и Горнометаллургическим Отделом. Всестороннее обсуждение этого вопроса в согласительной Комиссии получило в ней определенное постановление, которое Президиум ВСНХ 18 мая 1918 г. утвердил в такой редакции:

1) Утвердить постановление Комиссии о выделении Горного Совета в самостоятельный Горный Отдел при ВСНХ, ведающий всей добывающей горной промышленностью.

2) Распределение тяжелых руд переходит к Отделу металлургической и металлообрабатывающей промышленности при ВСНХ.

3) Отдел металлургической и металлообрабатывающей промышленности дает наряды Горному Отделу с указанием количества, качества, мест отправления и назначения тяжелых руд.

Таким образом, в продолжении лишь месяца с небольшим произошло чрезвычайно важное изменение в Управлении горным делом: 5/IV—18 г. был учрежден Горный Совет как подъотделом, а 18/V—18 г. этот последний выделен был уже как самостоятельный Горный Отдел при ВСНХ. Как быстро шли события и какой напряженный труд требовался от участников этих реорганизаций.

В дальнейшем надо было выработать и провести Положение о Горном Совете, т.-е. установить его права, функции, структуру и обязанности. Работа эта требовала большого внимания, так как надо было достичь согласования с другими учреждениями и установления полноты функций в зависимости от рода ископаемого, их разведки, добычи, обработки, охраны и прочее.

Жизнь, однако, била таким бурным ключом, что в процессе реорганизационной работы, не ожидая утверждения Положения, приходилось ставить многие основные и капитальной важности вопросы по горному делу и приступить к их разрешению, и отвечать на многочисленные запросы с мест, явившиеся отчасти результатом вышеупомянутого циркулярного распоряжения Горного Совета. Так, для развития и усовершенствования техники горного промысла и для разрешения отдельных и наиболее важных технических вопросов общего характера по проекту Положения о Горном Отделе при нем должен был быть учрежден Горно-Технический Совет. А, между тем, Положение о Горном Отделе не было утверждено, Совет же приступил к работам 17/VI—18 г. для разрешения многих неотложных вопросов: а) о разработке каменного угля на Шпицбергене—вопрос возбужден Отделом Снабжения металлами северного района, б) ходатайство Кашинского Исполкома Совета Народного Хозяйства о выдаче пособия на приведение Кашинского курорта в благоустроенный вид, при чем субсидия требовалась безотлагательно в виду необходимости немедленной организации работ для помощи безработным в количестве 2000 чел., в) о разведках в Оренбургской губернии в виду важного государственного значения угленосных отложений восточного Урала, г) о субсидии на разработку месторождений молибденового блеска в Буреинском горном округе, д) Положение о Главном Угольном Комитете, который должен был быть Секцией Горного Отдела, е) о добыче соли на Баскунчаке и об общем увеличении соледобывания, ж) о составе Коллегий Секций Горного Отдела, з) об экспедиции в Алтайский горный округ для ознакомления с современным состоянием горнопромышленных предприятий в крае и представления

сведений о новых организациях, ведающих горным хозяйством на Алтае, и) об организации заведывания Горным Отделом национализированными предприятиями и многие другие вопросы.

Одновременно с рассмотрением указанных вопросов в Горно-Техническом Совете выдвигались уже Горным Советом очень важные вопросы, которые рассматривались в особых комиссиях и потом вносились на разрешение и утверждение Коллегии Горного Совета. Так было приступлено к пересмотру и изменению горных законов, так как при наличии новых законов о социализации земли и национализации недр действовавшее ранее Горное Законодательство не могло иметь законной силы. Поднятый вопрос так обширен, что конечно не мог был быть скоро разрешен, но важна была постановка его в число задач Горного Совета.

В связи с этим подверглись всестороннему обсуждению и присланные из Забайкальской Области предположения об областном законодательстве в виде целой группы тезисов.

Как ответ на распоряжение Центра Коллектив Томского Горного Управления прислал вместе с отчетом о богатствах района свои предположения о переименовании этого Управления в Западно-Сибирское и о новых задачах его: „Управление делается не только органом горного надзора и фиска, но и органом для содействия развитию горнозаводской промышленности в стране. При чем в вопросах чисто горнозаводского дела оно действует независимо от местных Советов Народного Хозяйства, подчиняясь непосредственно Центру". Сообразно с этим была прислана и схема реорганизации Управления.

Подобный же схематический проект реорганизации Приамурского Горного Управления и Горных Округов Приамурской Горной Области был прислан из Приамурского края. Указывая на огромные богатства разных полезных ископаемых, особенно золота, угля и других в записке отмечается бюрократичность работы б. Горного Д-та, и пожелание, чтобы „реорганизованное областное Горное Управление, являясь общим руководителем в деле использования широких богатств обширного края, должно с своей стороны представлять возможно бо́льшую свободу деятельности окружными горными учреждениями области".

Заслушаны были в Коллегии Горного Совета и другие доклады и собщения: 1) учет минеральных богатств Оренбургского края, 2) о Кузнецком каменноугольном бассейне, 3) о состоянии рудников и заводов Южно-Уральского Горно-промышленного О-ва в Таналык-Баймаке Оренб. губ. 4) о положении вольфрамовой промышленности и мерах для ее развития, 5) об эксплоатации сурьмянных руд в России, 6) о разработке русского монацита, 7) об основаниях для национализации Ильменских гор в пределах Миасской горнозаводской дачи, 8) о программе исследования медноплавильных заводов в 1918 г. и других.

Эта работа не останавливала и организационную работу самого Центра, которая выражалась в составлении Положения о Горном Совете и проведении его в законодательном порядке. При выработке Положения руководители Горного Совета старались вложить в него руководство всей горнодобывающей промышленностью, приняв во внимание лишь постановление Президиума ВСНХ от 18/v—18 г. относительно права распределения тяжелыми рудами, что последним постановлением предоставлено было металлургической промышленности. В этих видах и в зависимости от рода ископаемого в Положении устанавливалось, что техническое руководство горнодобывающей промышленностью, а также промышленными разведками горных

богатств страны Горный Совет осуществляет через центральные секции, а на местах проводит такое руководство через соответственные секции областных или местных советов.

Центральные секции Горного Отдела намечены:

1. Руд и минералов: железа, свинца, ртути, алюминия и других, а также серы, асбеста, слюды, графита, цветных и драгоценных камней и прочее.
2. Золота, платины и их спутников.
3. Строительных и огнеупорных материалов.
4. Угля, горючих сланцев и прочее.
5. Минеральных вод и соли.
6. Нефти и горючих газов.
7. Разведок и учета полезных ископаемых.
8. Горно-техническая и
9. Горно-законодательная.

Рассмотрение этого Положения в Президиуме ВСНХ происходило 2, 16, 17 и 27 июля 1918 г., но происходило с затруднениями, так как руководители некоторых отраслей промышленности протестовали против такого полного объединения всей горной промышленности в одном органе. Наибольшие возражения были со стороны нефтяников, которые, базируясь на образовавшиеся самостоятельные местные организации (Баку, Грозный), доказывали наличие особых условий по добыче и эксплоатации, требовавших и особых специальных организаций по руководству. Также были возражения и со стороны угольной промышленности, при чем в основание выдвигалась необходимость быстрого развития добычных работ, в виду большой потребности топлива.

Так как оба ископаемые, т.-е. нефть и уголь служат главным образом топливом, то при рассмотрении Положения в Призидиуме, выдвинуто было предложение организовать особый топливный орган, имеющий лишь контакт с Горным Отделом. Поэтому 27 июля 1918 г. Положение о Горном Отделе утверждено было так, что вопрос о 2-х топливных секциях оставлен был открытым.

Во главе Горного Отдела, впредь до организации Всероссийского Профессионального Объединения горнорабочих по Положению была поставлена Коллегия, состоящая из Председателя, 4-х членов, назначаемых Президиумом ВСНХ и из представителей главнейших горнопромышленных областей России, по определению Президиума ВСНХ.

Таким образом Горный Отдел постепенно объединял собой руководство горным делом, принимая в свое ведение разрозненно работавшие ранее по этим вопросам учреждения. Так: 1) для развития и усовершенствования техники горнозаводского промысла и для разрешения отдельных наиболее важных вопросов общего характера в ведение Горного Отдела перешел, функционировавший ранее непосредственно при ВСНХ, Горно-Ученый Комитет, действующий на основании Положения, утвержденного Президиумом ВСНХ тоже 27 июля 1918 г. Этим распоряжением был отменен намечавшийся ранее при Горном Отделе Горно-Технический Совет.

2) С учреждением при Горном Отделе секции золота и платины был упразднен Главный Золотой Комитет, а также была ликвидирована и существовавшая ранее в Петрограде постоянная Совещательная Контора Золото- и Платинопромышленников.

Выше уже было отмечено, что работа Горного Отдела, как самостоятельного Отдела ВСНХ, началась ранее его официального выде-

ления или преобразования из Горного Совета, как Подъотдела Горно-заводско-Металлургического Отдела, так как социально-экономические события требовали немедленного на местах преобразования деятельности и структуры горнопромышленных предприятий и учреждений. Из работ Горного Отдела следует по общей части отметить проект декрета о Горно-Техническом Надзоре, который устанавливал деление территории Республики на горные области и горные округи. При составлении приводимого ниже проекта было принято во внимание нижеследующее:

1) Необходимость возможно близкого контакта сотрудников Горного Отдела ВСНХ с местными, областными губернскими, уездными и другими Советами Народного Хозяйства, вследствие чего не только горные области, но и округа по возможности согласованы с административным делением Республики.

2) Развитие в данной местности того или другого рода горной промышленности и степень необходимости ближайшего за ним надзора со стороны правительственной власти, при чем было принято во внимание не только развитие его в настоящем, но и предусматриваемое развитие в будущем.

3) Удобство сношения как с каждым районом, так и в пределах оного и

4) Тяготение известного горнопромышленного района в хозяйственно-промышленном отношении к тому или другому административному центру.

Схема разделения территории Европейской России в пределах владения РСФСР была намечена так: I. Северная горная область с округами: Северным и Петроградским.

II. Центральная горная область и округа: 1) Московский 2) Орловский и 3) Самарский.

III. Южная горная область и округа: 1) Астраханский, 2) Северо-Кавказский и 3) Бакинский.

IV. Уральская горная область и округа: 1) Пермский, 2) Екатеринбургский, 3) Уфимский, 4) Троицкий, 5) Оренбургско-Тургайский.

Сибирь намечалось проектом разделить на 3 области:

I. Западно-Сибирская горная область с округами: 1) Томский, 2) Алтайский, 3) Акмолинский, 4) Семипалатинский и 5) Тобольский.

II. Средне-Сибирская горная область и округа: 1) Северо-Енисейский, 2) Южно-Енисейский, 3) Южно-Иркутский, 4) Северо-Иркутский, 5) Якутский, 6) Западно-Забайкальский, 7) Восточно-Забайкальский.

III. Восточно-Сибирская горная область и округа:

1) Амурский, 2) Приморский, 3) Сахалинский, 4) Камчатский.

Туркестан предполагалось разделить на округа: 1) Сыр-Дарьинский, 2) Самаркандский, 3) Ферганский, 4) Семиреченский и 5) Закаспийский.

Этот проект декрета о Горно-Техническом надзоре был внесен в Президиум ВСНХ в августе 1918 г.

Работа в отдельных секциях протекала в рассматриваемое время уже в организации практических работ на местах. Так секция промышленных разведок выработала план разведок каменного угля в Боровичском и Подмосковном районах и проводило его под своим руководством. Были поставлены разведочные работы на каменный же уголь командированным Горным Отделом особым эмиссаром в Чистопольском у. Казанской губ. В Оренбургской губернии были поставлены разведки около ст. Полтавской на каменный уголь

и в разных других местах на железные руды. Была отправлена секцией разведок экспедиция для выяснения практического значения издавна известных разнообразных минеральных ископаемых в верховьях рек Камы, Печоры и Вычегды. Были начаты разведки на железные руды в Липецком районе и на границе Воронежской губ. Эти разведки раскрыли большие запасы легкоплавких железных руд, которые в довоенное время переплавлялись на Липецком металлургическом заводе. Было приступлено к обследованию признаков залежи каменного угля на юге Калужской губ., в районе Мальцевских заводов. Начаты были разведки алюминиевых руд в Тихвинском у. Новгородской губ.

К заботам Горного Отдела, по поддержанию работавших в то время горных предприятий, надо отнести спешную отправку на Кизеловские каменноугольные рудники 500 горнорабочих-забойщиков, так как копи после налета белогвардейцев остались без рабочих. Рабочие набирались партиями в разных губерниях и с большими затруднениями в транспорте отправлялись в Кизел через Москву, Вологду, Пермь.

В виду наступившего в то время недостатка поваренной соли в Республике, вследствие тяжелых условий транспорта и отрезанных военными событиями соляных месторождений с большой добычей соли на них (в Пермском районе, в Донбассе и Крыму) секция соли усилила работы по добыче соли на Баскунчаке, где был намечен механический способ добычи ее экскаваторами, а кроме того была командирована партия для предварительной разведки соли на горе Чапчачи в Астраханской губ.

Сформировавшаяся строительная секция немедленно приступила не только к выяснению запасов разных строительных материалов для удовлетворения ближайших потребностей в них, но спешно приступила к снабжению свеклосахарных заводов центрального района известняком, используя для этого имевшиеся от довоенного времени запасы его. Кроме того, секция занялась организацией подготовительных работ по добыче известняка для снабжения этих заводов к следующему сахарному сезону в увеличенном размере; кроме того, такие же подготовительные работы велись той же секцией на карьерах по выломке и обтеске каменных строительных материалов: ступеней лестниц, плит, цоколя и пр.

В виду отсутствия на рудниках и промыслах электрических запалов и большой нужды в них, а также в виду возможности использования их в качестве продукта товарообмена с Украиной, Горно-Техническая Секция озаботилась заказом на изготовление запалов мастерской Ленинградского Электро-Технического Института.

Секция Золота и Платины, продолжая работу б. Золотого Комитета по национализации золотодобывающих предприятий, организовала ревизию Правлений б. акционерных золотопромышленных обществ с целью уяснения положения дел на промыслах, нужд для продолжения добычных работ и возможности содействия им. При ревизии производилось и выяснение через Геологический Комитет о запасах золота на промыслах и о возможных исследованиях и разведках месторождений. Обсуждался в Секции и вопрос о замене мускульного труда механической силой при эксплоатации золото-платиновых месторождений т.-е. возможно широком развитии дражного способа добычи золота и платины.

В области платинового дела, учитывая, что в довоенное время мировая добыча платины, равно как и мировое потребление назван-

ного металла, почти всецело покрывалось Россией, Горным Отделом были намечены следующие мероприятия:

1) Упорядочение платинопромышленности в связи с рационализацией добычи платины на существующих промыслах и принятием мер к отысканию новых платиновых месторождений их разведки и разработки,

2) сосредоточение в руках государственной власти всей добываемой в России платины и

3) использование Россией собранных в распоряжение Правительства запасов платины и металлов платиновой группы.

Принятые меры постепенно, но неуклонно проводились в жизнь и дали положительные результаты.

Рудная секция сконцентрировала свое внимание на развитии добычи не только железных и медных руд для удовлетворения потребности в самых важных в жизни Республики металлов: железа, чугуна, стали и меди, но и редких металлов, как: ванадий, вольфрам, сурьма и др. Конечно, содействие секций могло касаться только месторождений в местностях, доступных по военно-политическим событиям. Поэтому, задачей Секции вначале было поставлено подробно пересмотреть уже известные железорудные и других руд месторождения (Урал, Туркестан, Вологодский край и др.) и возможно полно определить количественное и качественное состояние руд; другими словами получить полное освещение всех рудных месторождений. Для выполнения этой работы в целях ее продуктивности, были привлечены все местные учреждения и технические силы. В связи с требованиями металлургических заводов Рудная Секция входила в связь с Секцией промышленных разведок и последняя организовала разведочные работы на рудные месторождения, о чем было уже сообщено выше.

Горно-Законодательная Секция, кроме выработки новых горных законов, о чем указано выше, в виду издания Правительством многих новых законов в области земельной, общественно-правовой и социально-экономической, должна была заняться разрешением вопросов, выходящих даже за пределы обязанностей Горного Отдела и дачей по ним заключений например: 1) заключение по вопросу о согласовании дополнения к декрету о национализации сахарных заводов с декретами о земле и о социализации земли в пределах горного права; 2) заключение относительно циркулярного разъяснения Отдела текущей земельной политики Центрального НКЗ-ма от 5/VII—18 г. В этом циркуляре сказано: „разработкой недр должны ведать местные земельные отделы", в действительности же этим должен ведать Горный Отдел ВСНХ и многое другое.

Секция минеральных вод и соли в вопросах о курортах переданных по заведыванию из б. Горного Департамента в ВСНХ, держалась мнения, что высшее заведывание и распоряжение минеральными источниками и грязями на всей территории РСФСР должно быть сосредоточено в Горном Отделе: минеральная вода квалифицируется как жидкое ископаемое, подобно нефти, поэтому к добыче минеральных вод применяются те же технические законы и приемы.

Учрежденный в 1918 г. Комиссариат Здравоохранения оспаривал такое мнение. Согласование этих мнений происходило в особых Комиссиях с участием представителей как ВСНХ и НКЗдрава, кроме того Комиссариата Труда и Социальной Помощи.

После долгих переговоров выработан был проект распределения круга ведения по эксплоатации курортов РСФСР между НКЗдравом и ВСНХ:

1) Горный Отдел ВСНХ руководит технической сметой и другими частями горнодобывающей промышленности и, ведая промышленными разведками недр и горными богатствами страны, осуществляет контроль и руководство над добычей всех минеральных источников разных составов, минеральных грязей и соляных рассолов.

2) В целях необходимой охраны всех минеральных источников, грязей и соляных рассолов и для установления правильного и соответствующего природе минеральных источников технического способа их закрепления (каптаж) и пользования на Горный Отдел ВСНХ возлагается высшее техническое заведывание и распоряжение всеми минеральными источниками, грязями и соляными рассолами, находящимися в настоящее время в ведении различных учреждений со всеми при них землями, лесами и устройствами.

3) Высшее заведывание и распоряжение уже готовым продуктом к использованию ваннами и процедурами на всех курортах, имеющих основой своего возникновения указанные в п. 1 природные богатства и вся медико-санитарная сторона таковых курортов и прилегающих к ним населенных мест принадлежит Комиссариату Здравоохранения.

4) Для согласования и распоряжения по устройству и оборудованию минеральных вод и грязей для развития и усовершенствования учреждений при них и для установления методов наилучшего использования и эксплоатации этих учреждений в состав Коллегии Секции минеральных вод и соли входят с решающим голосом два представителя НКЗдрава.

Проект этого согласования должен был быть внесенным на утверждение Президиума ВСНХ, но это соглашение начало уже применяться в 1918 г. до рассмотрения его в ВСНХ.

Перешедший в ведение Горного Отдела Ученый Комитет начал свою работу 17 октября 1918 г. с организации порядка своей работы. Комитет признавал необходимым установить правило, чтобы подлежащие рассмотрению Комитета проекты, записки, представления и проч. передавались предварительно члену Комитета, являющемуся соответственным специалистом и вносились бы на рассмотрение с отзывом последнего. Затем Комитет постановил приступить к возобновлению издания „Горного Журнала", как старейшего научного издания по горно-металлургическим вопросам. Был выбран редактор и ему предложено озаботиться собранием и приведением в должный порядок имевшегося в запасе литературного материала для выпуска очередной книжки.

Но это издание не было единственным. Горный Отдел вскоре после своего образования, начал издавать „Известия Горного Дела ВСНХ", как официальный орган, в котором и помещались законоположения по горной части, доклады, отчеты и оригинальные статьи по вопросам, касающимся горнозаводского дела.

Однако, сформированный по Положению, утвержденному 27 июля 1918 г., Горный Отдел ВСНХ просуществовал недолго. Не вошедшие по этому Положению в состав Горного Отдела секции угля и нефти с одной стороны, стремились к самостоятельной деятельности, к организации главных комитетов, а с другой стороны, тесная связь топливной промышленности с остальной горной и с заводской промышленностями требовали общей планировки для своей работы, так как они обслуживали одна другую. Кроме того, в некоторых отраслях промышленности, как топливной, получили в силу разных политико-экономических и военных условий развитие новые отдельные промышленности, так сланцевая, которая стремилась также получить самостоя-

тельное развитие. Это потребовало образования отдельных Главных Комитетов по различным ископаемым.

В целях координирования деятельности государственными предприятиями, подчиненными разным самостоятельным Главным Комитетам или секциями Горного Отдела при ВСНХ был учрежден 3 мая 1919 г. Горный Совет, упразднивший собой Горный Отдел.

В задачи нового Горного Совета входили: а) рассмотрение и согласование производственных планов отдельных Главных и Центральных Комитетов в области добычи полезных ископаемых, б) производство промышленных горных разведок и об'единение деятельности отдельных государственных органов, ведающих разведками. Для этой цели при Горном Совете образован был на правах Отдела Центральный Комитет Промышленных Разведок, в) общий надзор и наблюдение за осуществлением производственных планов и деятельностью как центральных учреждений, входивших в состав Горного Совета, так и местных органов в области разведок и добычи полезных ископаемых.

В состав Горного Совета входили по одному представителю от бывш. секций Горного Совета, переименованных в Главные Комитеты, и от самостоятельных Комитетов, а именно: от Главугля, Главнефти, Главсоли, Отдела Металла, Главстрома, Геолкома, Центропромразведки, Главзолота, Горного Ученого Комитета, Центромеди, Сланцевого Комитета, Центрохима, Центротука и Научно-Технического Управления.

Текущая работа Горного Совета выполнялась Президиумом из 5 лиц, утверждаемых ВСНХ.

Составленный, таким образом, новый Горный Совет, в который вошли представители 14 специальностей, являлся как бы полным объединяющим органом всей горнодобывающей промышленности. Работа Горного Совета началась с организационных вопросов по проведении положений Главных Комитетов, а также поступали на рассмотрение и результаты достижений отдельных Главков. Так, вопрос о разведках на Ухте на нефть (доклад Главнефти), о добыче железных руд в Липецком районе (Центропромразведка), проект декрета о недрах и многие др.

Такие частые изменения формы центрального органа по заведыванию горнодобывающей промышленностью объясняются тем, что и формы самой промышленности быстро менялись в зависимости от военно-политических событий. Центр хотя и был руководителем, но места в силу разнообразных местных событий часто не следовали такому руководству, направляли промышленность по иным путям, с чем и надо было считаться.

Я выше уже отметил, что осведомленность Центра о положении горного дела на местах получалась не только по письменным донесениям, устным докладам представителей с мест, но и посылкой специальных лиц на места. Вскоре, после освобождения Донецкого бассейна от белой армии, надо было быстрым темпом наладить там добычные работы по углю. Для этого был командирован в Донбасс председатель Горного Отдела ВСНХ Н. М. Федоровский.

В своих донесениях в ВСНХ Н. М. Федоровский документально освещал как общее положение по добыче и перевозке каменного угля в районе, так и отдельные факторы, тяжело отражающиеся на промышленности, указывал на причины этих явлений и на возможность их ослабления и устранения. Как на один из больших тормозов, приостановивших местами совершенно добычу угля, был указан продовольственный кризис, заставлявший рабочих бросать работу и напра-

вляться в разные места в поисках за хлебом. Другим отрицательным явлением, указанным Н. М. Федоровским, было большое увеличение безработных рабочих, освободившихся при закрытии рудников вследствие того же затруднения в продовольствии.

Конечно, ВСНХ приняло всякого рода экстренные меры через центральный орган Горного Отдела и при поддержке соответствующих высших учреждений удавалось много исправлять или ослаблять. В таких тяжелых условиях проходила в рассматриваемый период времени работа по налаживанию горного дела в Республике.

На очерченные мной очень кратко видоизменения всего на протяжении одного года и 2—3 месяцев органа по заведыванию и руководству горно-добывающей промышленностью в РСФСР не следует, однако, смотреть как на какую-то бюрократическую борьбу отдельных организаций ВСНХ, заинтересованных названной промышленностью, а на действительное отражение той бурной и клокотавшей жизни в стране, которая неотразимо толкала и заставляла производить эти видоизменения. Как разнообразные промыслы и предприятия по добыче, обработке и транспорту продуктов горного дела не могли на местах производства стоять вне всех тех событий и обстоятельств, которые в отмеченное время больше нарушали там нормальный ход работ, чем содействовали им, так и в ВСНХ, которое в то время во всем об'еме своих разнообразных функций только формировалось, руководящий орган горной промышленностью не мог стоять отдельно, а должен был согласовать свою работу не только с остальными разделами ВСНХ, но и с работой других Народных Комиссариатов. В самом деле, произойдет ли, вследствие военно-политических событий, разгром и прекращение работ того или другого отдельного завода или рудника или же выйдет из строя целый горный район, как в Донбассе или на Урале, все это на местах сопровождалось освобождением того или другого количества рабочих, которым, с изменением событий к лучшему, надо было дать работу, резким нарушением продовольственного вопроса, который вызвал бегство рабочих из данного района или беспорядочных раз'ездов в поисках за продовольствием — значит надо было наладить в этом пункте продовольствие и многое другое. Все подобного рода неблагоприятные для правильной работы на местах события, конечно, доходили до Центра и требовали в самом спешном порядке своего разрешения; вот тут-то и обнаруживалось, что существовавшая в данный момент организация руководящего органа не достаточно сильна и правомочна, чтобы быстро справиться с положением дела и восстановить нарушенное, что в свою очередь и вызвало немедленное видоизменение и усиление этого органа в Центре.

Затем, в силу отчасти политических, а, главное местных условий целые громадные области, как районы б. Томского или Приамурского Горных Управлений, указывая на огромные богатства разных полезных ископаемых и, следовательно, и на разного вида горнозаводской промышленности, переформировывались в особые Управления, ставя себе задачей руководство всей горнозаводской деятельностью области и в то же время выражали подчинение Центру. Такие изменения не могли, конечно, не влиять на конструкцию Центрального органа, который и сам должен был быть правомочным в руководстве всей горной промышленностью в целом.

Далее, практический опыт многолетней горной промышленностью и особенно установившаяся горная работа на местах не могли подтвердить правильность мнения некоторых деятелей металлургического

дела, что организация добычи руд принадлежит металлообрабатывающей промышленности, а не горной только потому, что металл получается из руд или мнения деятелей, Отдела Топлива, что каменный уголь или нефть по важности своей продукции для страны должны иметь и самостоятельное управление. Поэтому и с этой стороны, удовлетворяя местные требования, являлась необходимость видоизменения Центрального Органа Управления Горной Промышленностью.

Наконец, формировавшееся в то время Высшее Промышленное Управление в стране — ВСНХ, при полном окружении со стороны капиталистического мира, должно было и для всей горной промышленности, как основы индустрии, иметь объединенный и полномочный орган управления, каковым в то время и был организован Горный Совет.

Н. И. Добринский.

Снабжение стекольно-фарфоро-фаянсовой промышленности сырьем к 10-й годовщине Октябрьской Революции.

Несмотря на то, что СССР является богатейшей страной в мире по разнообразию залежей минерального сырья, до мировой войны, при производстве силикатных изделий, применялось в значительной мере заграничное сырье, превосходившее по качеству и дешевизне наше собственное. Так для фарфора из Англии и Голландии поступали на наши заводы отмученный каолин и глина, из Норвегии кварц и полевой шпат и т. д. Русское же сырье шло на фарфоро-фаянсовые заводы, главным образом с юга Урала и севера и употреблялось в качестве добавки в массу из заграничного сырья. Местные же глины употреблялись почти исключительно на выделку капселей, в которых обжигаются фарфоро-фаянсовые изделия.

В стекольной промышленности применение иностранного сырья ограничивалось употреблением главным образом Гагенбокского и Саксонского кварцевого песка для варки хрусталя и огнеупорной глины для ответственных припасов в стеклоплавильных печах, а также красителей и обесцвечивающих веществ (металлический селен, окиси никеля, меди, урана и т. д.) для белого стекла.

В период мировой войны поступление заграничного сырья значительно сократилось, вследствие чего наша силикатная промышленность начала расширять и усиливать свои разработки каолина преимущественно на юге в районе Нижнеднепровского округа (бывшая Екатеринославская губ.) Киевского и др. округов, а также вести добычу огнеупорных глин в районе Воронежского и Донецкого округов.

После Октябрьской Революции поступление заграничного сырья совершенно прекратилось и заводы, истощив свои старые запасы, перешли исключительно на русское сырье.

Условия работы, в обстановке гражданской войны, не позволяли не только рационально поставить добычу сырья, но даже поддержать имеющиеся разработки и целый ряд копей, карьеров и предприятий по добыче сырья пришли к разрушению.

Разработки месторождений шли без всякой системы, без подсчета запасов и нередко быстро прекращались, выработав лучшую часть месторождения и испортив его для дальнейшего использования неумелой эксплоатацией.

Вместо внимательного научного исследования сырья, его запасов и способов использования на заводах господствовала рутинная выработка стекольно-фарфоровых изделий, по раз навсегда выработанным долголетней практикой рецептам, передаваемым мастерам, по „секрету", из поколения в поколение. Эти рецепты требовали определенного материала, при чем отступление от привычного характера сырья считалось уже неприемлемым и такое сырье забраковывалось. Опыт минувшей войны и блокады, закрывший доступ к нам привозного сырья, вынудили нашу промышленность обратить внимание на собственное сырье и обратиться к научным организациям.

Вопросы, связанные с изучением сырых материалов столь многогранны, а в некоторых случаях — к тому же не разработаны, что потребовали особенно подробного и внимательного их рассмотрения и уточнения в ряде Научно-Исследовательских Институтов. Отсутствие надлежащей литературы, научного подсчета запасов сырья и способов определения его качества, потребовали большой и кропотливой работы со стороны наших Исследовательских Институтов. Промышленность, взявшись в разрозненном виде за самоснабжение путем посылки отдельных экспедиций, зачастую работавших параллельно в одном и том же месте (в особенности на Мурмане в поисках полевого шпата и на Урале — глины, каолинов и полевого шпата), на опыте 1920 и 1921 года убедилась в необходимости концентрации сырьевых разработок в одних руках и в плановом изучении качества нашего сырья.

В 1922 году Главсиликат, а затем образовавшийся Синдикат „Продасиликат", в который вошли наиболее мощные стекольно-фарфоровые тресты и отдельные заводы, начал уделять разработкам посильное внимание.

Синдикат принял от Главсиликата следующие разработки: 1) огнеупорной глины в Латнинском районе с добычей глины до 12 вагонов в месяц; 2) огнеупорной глины и песка в Боровичском районе с добычей кварцевого песка и глины до 8 вагонов в месяц; 3) каолина в Чебаркульском районе с добычей до 3 вагонов в месяц; 4) кварцевого песка в Люберецком районе с запасом песка шаста до 60 вагонов, и кроме того 5) совершенно разрушенный и бездействовавший в течение пяти лет каолиновый завод б. Адельгейма с запасом на нем каолина довоенной выработки до 40 вагонов.

Получив означенные разработки, Синдикат приступил к расширению их производительности и к удовлетворению заводов собственным керамическим сырьем.

Обращая внимание на рациональную постановку этого дела, промышленность параллельно проводила работы в научных организациях по выявлению запасов сырья надлежащего и однородного качества и определенных марок, по всестороннему исследованию керамического сырья и степени пригодности его при переработке.

Начиная постановку разработок по добыче минерального сырья промышленность столкнулась с отсутствием денежных средств, с нездоровой конкуренцией, преследующей коммерческие выгоды и рядом других дефектов, мешавших поставить правильную и рациональную добычу минерального сырья. Благодаря неутомимой работе и большой инициативе, проявленной руководителями наших научно-исследовательских институтов, почти при полном отсутствии собственных денежных средств и при весьма малой финансовой поддержке со стороны нашей промышленности, сырьевая проблема была поставлена на правильный путь и уже с 1923 года заводы и фабрики начали получать сырье в должном количестве. Геологические разведки и плановое изучение качества сырья открыли богатейшие залежи такового, вынудили промышленность прекратить разработки по добыче на неблагонадежных месторождениях и базироваться исключительно на научно-проверенных месторождениях. Так в 1924 году совершенно прекратили добычу и потребление уральских каолинов и кварцев, боровичских капсельных глин и кварцевых песков и т. д.

Уже в 1926 году наши институты дали промышленности необходимые рецепты потребления отечественного сырья и вполне доказали возможность обходиться без заграничного сырья.

Так, вырабатываемые огнеупорные припасы на наших керамических заводах по своему качеству оказались нисколько не хуже ввозимых из заграницы; в настоящий момент промышленность отказалась от ввоза огнеупорных припасов для стекло-плавильных печей, изготовляя их у нас для вновь строющихся механизированных стекольных заводов.

Вследствие увеличивающегося масштаба добычи промышленного сырья, одновременно вводились все более и более рациональные способы эксплоатации районов залежей сырья. В настоящее время наше керамическое сырье имеет большое экономическое значение при все развивающейся керамической промышленности, как в пределах СССР, так и заграницей.

Произведенные разведки дали неисчерпаемые источники запаса первосортного однородного каолина, который нашел себе применение заграницей и, вместо импорта для фарфорового производства, таковой нами уже экспортируется заграницу. Пробный экспорт каолина дал настолько хорошие результаты, что в этом году мы имеем большой спрос на наш, как отмученный, так и отложной каолины.

В области исследования месторождений полевого шпата достигнуты так же громадные успехи, причем имеющийся на Мурмане полевой шпат по своему химическому составу не уступает ввозимому из Норвегии. Удовлетворяя качественно и количественно нашу промышленность полевым шпатом, в текущем году мы имеем возможность экспортировать несколько сот вагонов первосортного шпата.

Потребляя для варки высокосортных стеклянных изделий Гагенбокский и Саксонский кварцевый песок заменен Люберецким и Часов-Ярским, которые по своему химическому составу и физическим свойствам оказались выше обогащенных заграничных. Достаточно указать, что при варке таких изделий, как оптические стекла, потребляют наши пески без промывки.

Выработанная в течение почти двухсот лет, линза глины „Глуховки“ после опыта ряда лет, с успехом заменена Часов-Ярской глиной (пласт № 5 белой и 4—6 сине-сизой).

Уже в 1926/27 году потребность нашей промышленности в основном сырье была удовлетворена полностью и выразилась в нижеследующих цифрах из своих основных баз.

НАИМЕНОВАНИЕ СЫРЬЯ	Годовая потребность		ВСЕГО
	Стекольной промышленности	Фарфоро-фаянсовой промышленности	
	В тоннах		
1. Латнинская огнеупорная глина [1]	12 000	17 000	29 000
2. Часов-Ярская „ „ [1]	20 000	15 000	35 000
3. Кварцевые пески [1]:			
а) Люберецкий	25 000	2 000	27 000
б) Латнинский	2 000	—	2 000
в) Саблинский	15 000	3 000	18 000
г) Будский	10 000	—	10 000
д) Глуховецкий	2 000	1 500	3 500
е) Часов-Ярский	30 000	2 000	32 000
4. Каолин:			
а) отмученный	—	15 000	15 000
б) отложной	—	7 000	7 000
в) „Глуховка“	—	1 500	1 500
5. Полевой шпат	1 000	15 000	16 000
6. Кварц	—	20 000	20 500
7. Огнеупорный припас: шамот (ответств.)	15 000	—	15 000
8. „ „ динас	6 000	—	6 000

Вышеуказанные цифры потребности только одной стекольно-фарфоро-фаянсовой промышленности заставили высшие хозорганы прекратить кустарную добычу минерального сырья разными организациями и создать во всесоюзном масштабе мощные производственные объединения, а именно: Трест „Минеральное Сырье“ по добыче и обработке шпатов, кварцев и каолинов с производительностью в год свыше 150 000 *m*; Трест „Центрошамот“ по добыче латнинских и боровических глин с производительностью свыше 240 000 *m*, „Укрсиликаттрест“ с производительностью свыше 600 000 *m* и т. д.

В заключение своего обзора минерального сырья в стекольно-фарфоро-фаянсовой промышленности, следует отметить, что керамическое сырье в Союзе, впервые вышло на рынок в массовом масштабе в период после Октябрьской Революции, заменив все виды довоенного заграничного сырья. Однако, сложность сырьевой проблемы требует и в дальнейшем ряда исследовательских мероприятий для ее наилучшего разрешения, как равно и значительных средств со стороны заготовительных организаций, в целях рационализации постановки дела добычи и обработки для возможности дальнейшего его удешевления.

Помимо разрешения проблемы с основным минеральным сырьем стеколько-фарфоровая промышленность за последние пять лет разрешила ряд проблем с химическими продуктами и вспомогательными

[1] В это количество не входят местные глины и пески, потребляемые заводами на неответственные припасы и для варки простого стекла и его изделий.

материалами, употребляемыми в ее производстве. Отсутствие достаточного количества щелочей заставило стекольную промышленность обратить свое внимание на залежи тенардита в районе Средне-Азиатской жел. дороги. Этот вид сырья до сих пор совершенно не был исследован, как со стороны его залежей и возможности добычи и транспорта, так и со стороны возможного его применения в стекольной промышленности. Обследовавший впервые в 1925 г. эти залежи представитель Продасиликата инж. К. Л. Вейнберг доставил в Москву образцы, с содержанием сернокислого натра от 50 до 99,9%.

Первый анализ относился к наиболее худшему образцу, по наружному виду своему значительно отличавшемуся от высокосортного тенардита. В то время как тенардит с содержанием Na_2SO_4 — 99% представлял собой крупные, полупрозрачные кристаллы, последний состоял из мелких кристаллов глауберовой соли спресованных довольно плотно с землистыми примесями [1]).

Вопросом практического применения тенардита в стекольной промышленности занимался проф. И. Е. Вайншенкер; последний пришел к заключению, что тенардит является безусловно годным материалом при составлении шихты для полубелого, оранжевого, темно-зеленого и темно-желтого стекла и простого бемского стекла, и что тенардит в этих стеклах заменяет полностью не только сульфат, но и кальцинированную соду.

По отношению к сульфату, по мнению проф. Вайншенкера тенардит имеет даже то преимущество, что он меньше разъедает брусья ванной печи. В настоящее время стекольной промышленностью переработано свыше 5 000 *т* тенардита.

Кроме естественного сульфата, тенардита, в стекольной промышленности впервые с 1924 года начали применять естественную сернокислую соль—глауберовую соль.

Применение глауберовой соли в стекловарении возможно лишь после ее обезвоживания, что и делается в Сибири, на Кавказе и Карабугазе. Анализ этих солей указывает на их чистоту, но потребление в большем масштабе затрудняется способом их обезвоживания и дороговизной ж. д. фрахта. До настоящего времени обезвоживание глауберовой соли производится путем естественной сушки (солнцем). В последние три года глауберовой соли, обезвоженной естественной сушкой, переработано стекольной промышленностью свыше 25 000 *т*. В течение 1926/27 года на Опытном Заводе Института Прикладной Минералогии и Металлургии произведены опыты по искусственному обезвоживанию Карабугазской глауберовой соли по способу проф. В. Е. Грум-Гржимайло и опыты по способу проф. Э. В. Брицке. Опыты дали положительные результаты.

Ввозимые в течение долгих десятков лет обесцвечивающие вещества и красители для стекольной промышленности окиси никеля, меди, урана и пр. полностью изготовляются у нас. В этом году трестом „Редкие Элементы" приступлено к постройке большого химического завода, где помимо вышеуказанных красителей будет поставлено производство окисей олова, свинца, кобальта, серно-кислого кобальта, металлического и солей селена, и ряда других подсобных материалов, опыты производств которых уже проведены в лабораторно-заводском масштабе.

[1]) „Минеральное Сырье" 4, 285, 1926 г.

Институтом Прикладной Минералогии и Металлургии налажено производство и в текущем году будет изготовлено потребное количество для всей промышленности СССР искусственного криолита (взамен натурального Гренландского), плавикового шпата и плавиковой кислоты.

Большой сдвиг сделан фарфоро-фаянсовой промышленностью в отношении изготовления в своих лабораториях красок и декалькомании, которые в течение трех лет не ввозятся из-за границы и в отношении производства жидкого золота, для раскраски фарфора, фаянса и экспортной сортовой стекольной посуды. Особенно важно отметить изготовление у нас жидкого золота, так как монопольный производитель его Германия, — получала у нас ежегодно золотой валюты на сумму свыше—300 000 руб.

Суммируя вышеизложенное, мы видим, какими гигантскими шагами наша силикатная индустрия идет вперед по пути своего развития и при мощной помощи науки к годовщине Октябрьской Революции полностью перешла на отечественное сырье, вполне достаточное по количеству и не уступающее заграничному по качеству.

30 октября 1927 г.
г. Москва.

С. И. Назаревич.

К характеристике украинского керамического сырья.

В истекшем 1925/26 году Укрфарфортрестом была проведена значительная работа в области исследования некоторых месторождений керамического сырья на Волыни, Донбассе, Подолии и отчасти Киевщине. Главной задачей исследований было выявление качества и практических запасов сырья, потребного для заводов Треста как существующих, так и предположенных к постройке.

Предварительные перспективные разведки во многих районах выполнены были еще в 1923 и 1924 г.г. Так, напр., по заданию Треста в этот период выполнено рекогносцировочное обследование на Волыни геологом С. В. Бельским, определившим геологические запасы [1]) керамического сырья на пространстве до 2858,66 *кв. км.*

Главным районом разведочных работ истекшего года была все та же Волынь, где расположено большинство заводов Треста — старейших заводов Украины. Проделанная работа позволяет сделать некоторые предварительные выводы, касающиеся характеристики отдельных видов сырья, на котором работают заводы Треста.

Местонахождение почти всех украинских фарфоро-фаянсовых заводов на Волыни не является простой случайностью. Наличие среди кристаллических пород Волыни значительного количества пегматитовых и отчасти кварцевых жил, а равно и продуктов выветривания их — каолинов, огнеупорных глин и кварцевых песков, с одной стороны, а также дешевого (прежде) местного топлива — дров и торфа, с другой — вот что следует считать главными причинами концентрации керамической промышленности на Волыни.

[1]) В № 10/11 журнала «Керамика и Стекло» за 1926 г. в заметке А. Брауна «Сырьевой вопрос Всеукраинского Треста «Фарфор-Фаянс-Стекло» — приведены практические запасы в пудах каждого вида сырья. Эти цифры, предложенные С. Бельским, следует считать лишь ориентировочными, что во многих случаях подтвердилось во время промышленных разведок Треста в 1925/26 г.

Несмотря на то, что большинство заводов волынской группы десятки лет (Городницкий основ. в 1799 г., Барановский — 1802 г.) работают на местном сырье [1]), несмотря на значительное число произведенных до сих пор геологических изысканий на Волыни — керамическая промышленность Украины и до сих пор не располагает достаточными данными о промышленных запасах и качествах отечественного сырья на Волыни.

В настоящем кратком очерке я позволю себе поделиться материалом, накопившимся в результате проведенной Укрфарфортрестом работы истекшего года. Для удобства материал распределен по отдельным видам сырья.

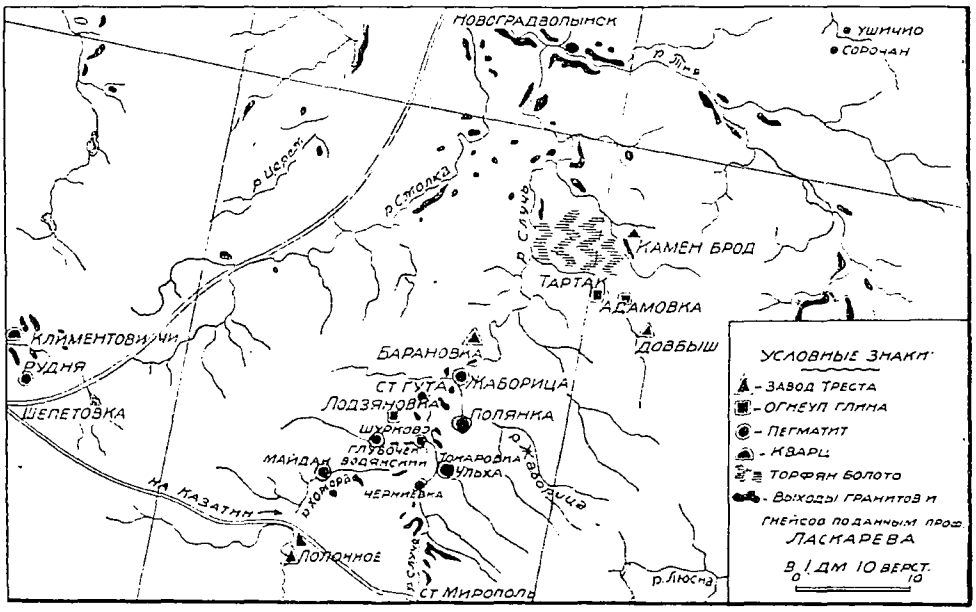


Рис. 1. Месторождения керамического сырья на Волыни в районе обследования Укрфарфортрестом в 1926 г.

1. Полевой шпат. Заводы волынской группы пользовались и пользуются почти исключительно местным пегматитом, закупая лишь в незначительном количестве привозной шпат [2]), то импортный (до войны), то из месторождений СССР (гл. обр. Мурманский).

С 1922 г. (год основания Укрфарфортреста) и почти до начала 1926—27 г. для всех заводов Треста главными поставщиками были местные крестьяне, для которых добыча шпата (чаще всего на своих усадьбах) являлась приработком, пополняющим довольно скромный бюджет волынского крестьянина. Борьба горного ведомства с хищническими способами добычи, крайне беспорядочный характер крестьянских разработок, отсутствие технического надзора, недостаточная сортировка и, наконец, полная зависимость от времени (перебои во время полевых работ) местного населения — все эти причины вынудили Трест упорядочить снабжение шпатом своих заводов, организовав добычу шпата как отдельное подсобное предприятие.

Средняя годовая потребность в шпате для всех заводов Треста выражается цифрой около 2500 *т*, из коих на долю Токаровского и Барановского заводов падает до 60%. Естественно, поэтому, что и поисковые и разведочные работы по шпату велись все время в районе двух упомянутых заводов. В истекшем 1925/26 г. в этом районе обследовано несколько месторождений (при с.с. Жаборица, Полянка, Старая Гута, Шурково, Глубочек, Ульха и Черниевка), расположенных вдоль берегов р.р. Случа, Хоморы и их притоков — Жаборички, Глубочка и др. (см. карту, рис. 1).

[1]) См. ст. Б. Лысина. «Фарфоро-фаянсовые заводы Юго-Западной России». Журн. Вестник Технолог. Хим. и Строит. Матер. Киев, 1911. № 3, стр. 30.

[2]) Чистый полевой шпат употребляется для глазури, а для массы идет пегматит.

Для общего представления об этих месторождениях и подтверждения сделанных в дальнейшем обобщений, привожу краткую характеристику их.

1. Жаборица. Правый берег р. Случа. Жила пегматита залегает среди гнейсов. В пегматите значительная примесь, в виде целых скоплений, мусковита и биотита. Порода требует очень тщательной сортировки, при чем выход чистого пегматита очень незначительный. Хотя лучшие образцы включений чистого шпата имеют железа — 0,10 и щелочей — 16,27, но такие включения встречаются в весьма незначительном количестве. Промышленного значения это месторождение не имеет. (Табл. I, № 5).

Таблица I.

№№ по пор.	Месторождения	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	K_2O	Na_2O	Потери при прокал.	Темпер. плавления
	1. Волынская группа.									
	Район Токаровского и Барановского заводов:									
1	Старая Гута пегматит . . .	72,56	13,66	1,04	0,77	0,08	11,22		0,69	—
2	„ „ „ . . .	74,95	15,67	0,24	0,55	—	7,57		0,22	—
3	„ „ шпат	64,89	20,45	—	0,20	0,69	13,53		0,24	—
4	„ „ „	65,00	21,25	1,00	1,24	0,08	10,99		0,44	—
5	Жаборица пегматит	70,07	16,26	—	2,16	0,24	16,27		—	—
6	Полянка шпат	65,20	21,12	0,64	0,72	0,11	11,89		0,32	—
7	„ „	64,87	21,07	0,29	0,44	0,22	11,58		0,36	—
8	Шурково пегматит	72,62	15,72	0,10	0,97	—	3,80	6,34	0,30	1300°
9	Глубочек пегматит	70,83	17,61	0,06	1,89	0,84	8,36		0,41	—
10	„ „	73,89	15,64	0,16	0,35	—	9,70		0,26	—
11	„ „	73,89	16,94	0,22	0,63	—	7,36		0,21	—
12	„ „	73,96	15,21	0,06	0,15	—	10,39		0,16	—
13	„ „	70,12	19,24	0,06	0,12	—	10,22		0,24	1300
14	„ шпат	65,86	21,86	0,06	0,07	—	11,99		0,16	1250°
15	„ „	65,00	20,39	0,03	0,27	—	14,21	0,28	0,09	1200
16	Черняевка „	66,29	28,44	0,06	0,75	—	9,07	1,40	0,24	1280
17	„ пегматит	74,28	15,46	0,06	0,15	—	10,39		0,16	1300°
18	Миропольский шпат	69,58	18,99	0,16	0,18	0,02	9,12	2,22	0,08	1250°
	2. Житомирский район.									
19	пегматит	69,92	18,69	0,06	0,17	—	10,84		0,32	1280
20	шпат 1-го сорта . .	65,32	21,49	0,06	0,12	—	12,43		0,58	1230
21	„ „ „ . .	65,43	21,70	0,40	0,65	—	10,78		1,04	—
22	„ „ „ . .	63,81	21,33	0,20	0,70	—	12,08	1,70	0,54	—
	3. Городницкий район.									
23	Перевезня пегматит	72,06	16,09	1,59	1,04	0,20	8,65		0,37	—
24	„ „	71,22	16,00	1,36	0,56	0,50	9,46		0,40	—
25	„ „	68,31	19,46	0,06	0,84	—	10,16		0,26	—
26	„ шпат	61,46	20,44	1,60	0,32	—	15,86		0,32	—
	4. Барашевский район.									
27	Симоны пегматит	72,10	17,30	0,25	0,42	—	9,53		0,40	1230°
28	„ шпат	64,72	21,87	0,26	0,02	0,15	12,50		0,48	1230°

2. Полянка. Берег р. Жаборички. Жила шпата среди гнейсов до 3 *м* мощности. Местами значительные включения кварца. Биотит отсутствует, а мусковит встречается лишь по краям в виде примазки. По химическому составу и техническим свойствам шпат высокого качества. Железа — 0,29—0,64; щелочей — 11,89. После сплавления плотная, снежно-белая масса. Запасы оказались слишком незначительными. Во время разведки добыто было 91 *т* шпата и 50 *т* кварца, что и составляло запас обнаруженной жилы. (Табл. I, №№ 6, 7).

3. Старая Гута. Правый и левый берег р. Случа. Пегматитовые жилы среди гнейсов, то пластовые, то круто падающие с прожилками полевого шпата (чистого) до 0,15 *м* мощности. Примесь биотита (то отдельными кристаллами, то целыми скоплениями) требует тщательной сортировки вручную, при чем выход, после сортировки, очень незначительный. Примесь железа иногда достигает 1,04%; щелочей — 7,57, — 13,53. (Табл. I, №№ 1—4).

4. Шурково. Правый берег р. Глубочка. Жила пегматита среди гранитогнейса мощностью до 5 *см*. Примеси мусковита и биотита. Местами встречается гранат и турмалин [1]). Количество кварца доходит до 40—45%. Хотя тщательно отобранные образцы и имеют железа всего лишь 0,10, но недостаточное количество щелочей и значительная примесь железосодержащих минералов лишают промышленного значения это месторождение. (Табл. I, № 8).

5. Ульха. Правый берег р. Случа, вблизи хут. Корчемка. Пластовая жила пегматита, выступающая в виде холма, высотою до 4 *м*, на площади около

[1]) По указаниям С. Бельского.

5820 *кв. м.* Мощность продуктивной части до 2 *м.* Аналогичные выделения пегматитовых жил среди гнейсов и на левом берегу против д. Ульха. Примесь слюды (биотита) и расположение месторождения в заболоченной низине (постоянный уровень вод не позволил углубиться при разработках) не дают возможности использовать месторождение.

6. Черниевка. Левый берег р. Случа. На крутом берегу, среди наполовину выветрившихся гнейсов, залегает пластовая жила пегматита, мощностью от 1 до 3 *м* Пегматит равномерно зернистый (кварц от 2 *мм* до 11 *мм*, шпат 3 *мм*—15 *мм*). Местами встречаются выделения чистого шпата до 10 × 10 *см*, Ближе к верхней части жилы — встречается примесь мусковита и биотита, почему при разработке, особенно верхней части пласта, требуется сортировка вручную. В среднем % выхода после сортировки достигает 60—65%. Химический состав (железа — 0,06—0,16; щелочей — 10,47; калийных — 9,07; натровых — 0,40), значительный промышленный запас свыше — 2000 *куб. м* и возможность вести открытые разработки на значительном пространстве — позволили остановиться на этом месторождении. (Табл. I, №№ 16, 17).

7. Р. Глубочек. Левый берег р. Глубочка. За селом вправо от дороги из Глубочка в Шурково. Под слоем (от 1 до 2,5 *м*) почти совершенно выветрившегося гнейса пегматитовая жила пластового характера, мощностью до 3 *м*. При ширине до 4 *м*, жила прослежена на расстоянии до 100 *м*. Минералогический состав — почти исключительно — шпат и кварц. Местами встречается типичный письменный гранит. Зерна кварца и шпата различных размеров. Иногда среди пегматитовой жилы попадаются выделения кварца крупных размеров (до $^1/_2$ *т* весом), а шпат (светло-кремового цвета) встречается размеров до 7 × 7 × 5 *см*, а местами в виде прожилков до 0,20 *м* мощности. Среднее отношение шпата и кварца около 5 : 1, при чем выделений свободного кварца до 6% жильного тела. Включений биотита очень мало и то обыкновенно в верхней части жилы, а мусковит встречается лишь в виде примазки вдоль трещин. Незначительность примесей облегчает сортировку добытого материала. Химический состав (железа — 0,03—0,22; калия — 14,21; натрия — 0,28) свидетельствует о высоком качестве пегматита и шпата. Промышленный запас до 750 *куб. м.* (Табл. I, №№ 9—15).

Таблица II.

№№ по пор.	Месторождения	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	K_2O	Na_2O	Потери при прокал.	Темпер. плавления
	I. Уральские шпаты [1].									
1	Адуйский шпат	64,57	19,10	0,29	0,14	0,03	10,73	4,50	0,44	1270°
2	Соколонский „	64,05	19,70	0,19	0,38	0,07	11,83	2,85	1,05	1280°
3	Галашинский „	65,14	18,77	0,13	0,35	Сл.	13,80	1,48	0,71	1230°
4	Останинский „	64,61	19,36	0,11	0,33	0,03	12,24	2,41	9,58	1280°
5	84 квартала „	65,21	19,34	0,11	0,36	0,03	11,97	2,97	0,11	1250°
6	Со ст. Режь „	66,08	18,72	0,16	0,22	—	10,08	4,07	0,59	0,06 [3] / 1270°
7	№ 374 „	65,05	19,22	0,13	0,23	0,01	13,13	2,61	0,30	1270
	II. Мурманские шпаты.									
8	Мурманский шпат	64,26	19,81	0,19	0,62	0,08	8,39	5,79	0,23	—
9	„ „	65,44	18,58	0,17	0,07	0,08	13,11	2,59	0,29	—
10	Кицдр-остров пегматит	73,37	14,84	0,18	0,58	0,07	9,21	1,59	0,39	1300°
	III. Таврические шпаты.									
	Волноваxский район:									
11	И. Игнатовка шпат	64,36	20,87	0,33	0,12	0,55	11,80		0,52	—
12	„ „	67,90	18,16	1,00	1,60	0,34	9,55		0,47	—
13	Николаевка „	68,40	22,44	0,68	0,76	Сл.	7,00		0,42	—
14	Бердянский район:	68,44	18,30	1,00	1,10	0,18	8,64		0,36	1,98 [4] / 1330°
15	Месторождения в районе среднего течения реки Берды (в оврагах правого берега).	73,14	15,30	—	0,42	—	9,99		0,42	0,75 [4] / 1300°
16		67,49	19,95	—	0,60	Сл.	10,78		0,24	0,94 [4] / 1300°
17		73,30	16,35	0,40	1,10	Сл.	7,25		0,44	1,16 [4]
	IV. Криворожские шпаты.									
18	С. Петрово [2]) пегматит	71,91	16,09	—	0,32	Сл.	10,95		0,27	0,46 [4]
19	„ „ „	73,39	13,02	—	1,92	—	9,55		0,09	2,03 [4]

[1]) №№ 1—7 и № 10 по данным Лаборатории Ленинградского Керамического Института. №№ 8, 9 11—17— анализы произведены лаборантами Треста.
[2]) Образец, предложенный проф. И. И. Танатаром.
[3]) Двуокись титана.
[4]) SO^3.

Хотя перечисленными месторождениями далеко не исчерпывается этот, частично лишь обследованный район, но следует отметить, что везде здесь наблюдается почти аналогичная картина. Среди гнейсов и гранито-гнейсов,

выступающих вдоль берегов р.р. Случа (от Барановки до Мирополя) и Хоморы (от Марковки до Полонного), повсюду встречаются пегматитовые жилы, то пластового характера, то секущие вышеуказанные породы по разным направлениям. Гнейсы почти везде выветрились, а прорезывающие их жилы пегматита очень часто разбиты трещинами, вдоль коих тоже начался процесс выветривания, дающий иногда значительный процент брака — так назыв. на заводах «засуху», Минералогический состав жил — кварц, полевой шпат (почти всегда — микроклин-микропертит) и слюда; гораздо реже к ним присоединяются еще гранат, турмалин, апатит. Соотношение шпата и кварца очень непостоянно (от 6 : 1 до 1 : 1). Слюда (мусковит, биотит) попадается то отдельными кристаллами, то в виде скоплений. Полевой шпат лишь в редких случаях выделяется среди пегматитов в виде прожилков (Старая Гута, Полянка, Глубочек). Кварц то в виде отдельных кристаллов разной величины, то, иногда, в виде крупных включений (Глубочек). Преобладание жил пластового характера и неглубокое их залегание позволяют почти повсюду вести разработки открытыми карьерами с применением подрывных работ, что значительно удешевляет производство. Правда, в некоторых местах (напр., Ульха, Токаровка) значительным препятствием, удорожающим производство — являются грунтовые воды, требующие постоянной откачки. В таких местах процент выветрелого пегматита значительно увеличивается.

Химическое исследование образцов пегматита и шпата показывает, что почти во всех случаях мы имеем кали-натровые полевые шпаты при значительном преобладании калия над натром. Незначительное содержание железа, достаточное количество щелочей, незначительная потеря при прокаливании (отсутствие выветрившегося шпата) и вытекающие отсюда технические качества их — белизна обожженного продукта и требуемая производством температура плавления — позволяют отнести некоторые из обследованных пегматитов к лучшим нашим и заграничным шпатам и пегматитам. Лабораторному исследованию подвергнуты были образцы и из других районов Волыни (Житомирский, Городницкий, Барашевский, Миропольский) тоже частично обследованных. (Табл. I, №№ 19—28).

Если о качестве шпатов судить по их химическому составу (а пока это имеет место и у нас и за границей), то многие Волынские пегматиты и шпаты соответствуют западно-европейским и американским шпатам. В нижеприведенных трех таблицах[1]) представлены данные о химическом составе Волынских (Табл. I), Таврических, Криворожских, Мурманских и Уральских (Табл. II) и, наконец, лучших западно-европейских и американских (Табл. III) шпатов и пегматитов. Достаточно, например, сравнить №№ 15, 16, 22 Табл. I с №№ 1, 4, 5, 13 и 14 Табл. III, чтобы судить о качестве Волынских пегматитов.

В результате произведенных разведок Трест остановился пока на двух месторождениях пегматита вблизи Токаровского завода, при с.с. Глубочек и Черниевка. Промышленные запасы пегматита этих месторождений исчисляются в 2750 *куб. м*, что в переводе на шпат даст до 3750 *т*, т.-е. полуторагодичный запас для всех заводов Треста.

Конечно, этими двумя месторождениями добыча шпата не ограничится, и Трестом уже намечены новые месторождения, которые будут в текущем году взяты под разработку.

Практика первых месяцев собственных разработок[2]) показала, что себестоимость 16 *кг* пегматита со всеми накладными расходами франко-карьер колеблется от 16 до 20 коп. Принимая средний состав пегматита в 75% шпата и 25% кварца, 16 *кг* чистого шпата стоит от 21 до 26 коп.

Ближайшей задачей Треста является теперь: 1) увеличение производства путем организации новых разработок и 2) дальнейшая обработка полевого шпата (обжиг и перемол его) и маркировка.

2. Каолин. Большинство заводов Треста работает на Глуховецком каолине. На 1926—27 г. потребность в последнем исчисляется в 5 758 *т* (88,5% всего потребляемого каолина) и лишь 747 *т* предположено израсходовать Киянского каолина. Хоть цифра эта несколько и преуменьшена, но все-таки на долю этого каолина падает не более 15%. Разработки каолина находятся на Волыни, при кол. Ушично (в 4—5 *км* от д. Киянки и в 27 *км* от ж.-д. ст. Яблонец). Тут же построен небольшой обогатительный завод (Киянский), вырабатывающий до

[1]) Предложенные в таблицах и тексте результаты лабораторных испытаний произведены сотрудниками Геологич. Бюро Треста, инжен.-химиками, постоянно работающими в Лаборатор. Технологии Силикатов Киевск. Политехн. Института, находящ. в заведыв. проф. Б. С. Лысина.

[2]) Разработки ведутся несколькими артелями местных и приезжих рабочих, под наблюдением своего техперсонала. Оплата добытого пегматита по весу. Размер добычи пока 10—15 вагонов в месяц.

1000 *т* каолина-сухаря в сезон. Благодаря значительной (см. ниже) примеси кварца, а равно и примитивности аппаратуры, влекущей потери каолина, для получения 16 *кг* каолинового сухаря требуется не менее 40—48 *кг* каолина-сырца. Добыча последнего, в большинстве случаев, производится открытыми работами. Вскрыша не превышает 2 *м*, а отношение вскрыши к глине, в среднем 1 : 4,5. Транспортируется каолин на завод вагонетками. Себестоимость 16 *кг* каолина-сырца франко-завод келеблется от 4 до 5 коп., а 16 *кг* каолинового сухаря от 60 до 75 коп. Хотя высокая цена каолинового сухаря в истекшем году была вызвана целым рядом случайных причин, но следует отметить, что и при нормальной работе завода, рассчитывать на значительное понижение цены нет оснований.

Таблица III.

№№ по пор.	Месторождения	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	K_2O	Na_2O	Потери при прокал.	Темпер. плавления
	I. Западноевропейские шпаты.									
1	Норвежский шпат [1]	64,04	19,40	0,10	0,08	—	14,02	1,91	0,42	—
2	Биркенфельдский [1]	75,33	14,47	0,20	0,14	0,11	6,26	2,52	1,02	1390°
3	Метцлингеровский [1]	64,63	19,51	0,17	0,05	0,02	14,15	1,14	0,38	—
4	Маргретелунд „extra" Швеция [2]	65,68	18,02	0,12	0,16	—	13,46	1,90	—	—
5	Маргретелунд 1 сорт [2] . . .	65,44	19,37	0,32	0,24	Сл.	12,56	2,54	0,14	—
6	Баварский [3]	64,40	20,20	—	0,55	—	15,75	—	1,30	—
7	Богемский [3]	63,20	19,70	0,40	2,30	—	14,60	—	—	—
8	Саксонский [3]	66,10	17,40	—	0,78	—	15,00	—	—	—
9	Норвежский [3]	64,44	18,75	0,65	0,27	—	13,82	2,40	—	—
10	Пегматит С. Ирье	71,10	15,37	0,13	0,17	—	2,89	4,58	0,40	—
11	Норвегия Lövö [4]	66,03	19,17	0,31	0,20	—	6,96	6,83	0,21	—
12	„ „ [4]	65,68	19,53	0,52	0,22	—	6,93	7,11	0,11	-
	II. Американские шпаты.									
	Сев. Каролина и Виржиния:									
13	№ 1 [5]	64,49	19,43	0,01	Сл.	Сл.	13,19	1,84	0,90	—
14	№ 2 [5]	65,37	17,92	0,02	0,17	Сл.	13,05	2,10	0,17	—
15	№ 3 [5]	68,75	18,56	0,03	1,25	—	6,85	4,29	0,10	—

[1]) По данным, приведенным в „Sprechsaal", 1905 г., № 38, стр. 626.
[2]) По данным, приведенным в „Керамика и Стекло", 1926 г., № 1, стр. 61.
[3]) Из книги проф. Б. С. Лысина „Керамика", Киев, 1923 г.
[4]) Handbuch der Mineralogie K. Hintze. Zweit. band. S. 1412.
[5]) Из заметки П. Философова, „Добыча и обработка полевого шпата в Северо-Американск. Соед. Штатах" журнал „Минеральное сырье", 1926 г., № 9, стр. 710.

Для выяснения практических запасов каолина исследованы были как примыкающие к заводу, так и близлежащие участки, площадью до 14 гектаров. На участках (5,5 гектаров), примыкающих к заводу бурением (заложена 41 скважина общ. глуб. 313 *м*), выявлено два небольших гнезда, практический запас коих определен в 4 000 *т*. Большой запас (до 35 000 *т*) обнаружен на втором участке (в 2,5 гектара), расположенном в 600—700 *м* к Ю.-З. от завода, вблизи частного кустарного заводика гр. Каца.

Каолин, в исследованном районе, представляет небольшие островки, расположенные в нескольких местах. Запасы каждого такого месторождения весьма незначительны. Формой залегания каолин, иногда, напоминает вертикальные жилы (напр., между карьерами № 17 и № 13) пегматита, нередко встречающиеся на Волыни, среди гнейсов и гранито-гнейсов. Расположение месторождений в болотисто-луговой местности (истоки р. Ужа) и близость грунтовых вод потребует, в некоторых местах, при разработке каолина постоянной откачки воды.

Каолин первичный [1]) повсюду покрыт отложениями серо-желтых песков и цветных суглинок, к которым часто присоединяются еще пестрые и охристые глины. Очень часто верхний слой каолина имеет желтую окраску, а местами, и среди каолина встречаются желтые и даже красные включения, своей окраской обязанные солям железа.

[1]) Есть основания полагать, что мы имеем здесь каолин in situ.

Примесь зерен кварца колеблется от 42.0% до 55,8%. Количество зерен, диаметром меньше 0,07 *мм* — 6% — 8%. Химический состав каолина представлен в нижеследующей таблице:

	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	H_2O	Остаток на ситах		
							900	4900	Всего
Каолин неотмученный белый . .	72,92	20,55	0,45	0,07	Сл.	5,86	42,87	7,22	50,09
„ „ „ . .	71,00	22,29	0,46	0,05	Сл.	5,24	42,55	5,91	48,46
„ „ желтый .	63,03	23,30	0,75	0,35	Сл.	7,92	39,26	5,96	45,22
„ „ „ .	70,50	21,50	1,20	0,30	Сл.	6,58	40,04	8,40	48,44
Красные включения	47,00	23,17	16,11	1,40	—	8,88	—	—	—
Каолиновый сухарь	49,26	37,93	0,65	0,15	Сл.	11,90	—	—	—

Потребителями Киянского каолина являются лишь три завода, отстоящие от кол. Ушично на значительном расстоянии (от 45 до 100 *км*). Так как отмучивание каолина на этих заводах потребовало бы расширение цехов разработки сырья, а транспорт каолина с 50% кварца на значительные расстояния увеличил бы расходы по транспорту, то оказалось более выгодным отмучивать каолин на месте добычи. Таким образом, Киянский завод является лишь отдельным цехом заводов, потребляющих каолин.

Таблица IV.

№№ по порядку	Название месторождения	Для какого завода	Расстояние от завода в *км*	Площадь месторожд. в кв. метрах	Практическ. запас глины в тоннах	Годовая потребн. завода на 1926/27 г. в тоннах	Химический состав							Остаток на сите в 4900 отв.	Температура плавления
							SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	Mg	K_2O, Na_2O	H_2O		
1	Урочище „Пережег", Олевского района, Коростенск. окр. .	Олевского	5—6	2.489	4.700	745	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2	Сел. Адамовка, Довбышанск. района, Житомирск. окр. .	Довбышанск.	3	1.700	1.600	708	66,29	21,10	1,95	1,12	—	0,86	8,68	0,20	1710°
3	Урочище „Шабер", Баранов. района, Житомирск. окр. .	Кам.-Брод.	4	3.640	2.470	801	59,05	30,10	1,37	0,68	—	0,31	8,49	0,15	—
4	С. Лодзяновка, Житомирск. окр. . .	Токаровск.	4—5	1.300	3.800	2.683	57,30	32,04	0.72	1,00	0,21	1,70	8,56	—	1750°
5	Сел. Павина, Ушомирского района, Корост. окр. . . .	Коростенск.	2	3.640	13.300	427	—	—	—	—	—	—	—	—	1730
6	Урочище „Глинки" .	Барановск.	4	[1])	—	—	62,40	24,40	1,36	2,40	0,28	0,10	9,06	—	—

Примечание. Славутский завод не располагает собственными месторождениями канцельной глины, получая ее отчасти из Полонного, а отчасти из Донбасса. Полонский завод закупает канцельную глину местную у крестьян.

[1]) Разведки еще не производились. Пока производится через горный округ закупка у местного населения.

Хотя высокие качества и пригодность Ушичанского каолина и отмечены многолетней работой заводов, но целый ряд других соображений не позволяет считать это месторождение перспективным. Главной причиной следует признать незначительность запасов каолина в этом районе. Если имеющиеся запасы могут обеспечить работу 2—3 небольших заводов на 10—15 лет, то увеличение разработок и расширение производства (что могло-бы несколько снизить стоимость каолина-сухаря, в целях снабжения остальных заводов Треста) — не имеет достаточных оснований после выявления запасов каолина в этом районе [1]). Отдаленность от железной дороги, отсутствие местных рабочих среди довольно зажиточных немецких колонистов, отсутствие квартир для приезжих рабочих,

[1]) Старые разработки при д. Киянке, в свое время подтвердили незначительность запасов каолина отдельных месторождений.

наконец, отсутствие местного транспорта — это ряд второстепенных факторов, подтверждающих вывод о неперспективности Ушичанского (Киянского) месторождения каолина.

3. **Огнеупорная (капсельная глина).** Потребность в капсельной глине выражается на 1926—27 г. в 14462,6 *т*, из коих для Волынских заводов — 8053,1 *т* (55,6%) и для Будянского завода — 6409,5 *т* (44,4%).

А. Волынь. Наличность на Волыни значительного числа месторождений огнеупорных глин высокого качества, позволила Тресту все заводы Волынской группы обеспечить местными глинами и лишь для крупного Будянского завода разрабатывать капсельную глину в Донбассе (при ст. Часов-Яр).

В истекшем году разведано было восемь месторождений огнеупорной глины на Волыни и три в Донбассе. Все месторождения Волынских глин находятся вблизи (2—6 *км*) потребляющих глину заводов, что позволяет значительно сократить расходы на этот вспомогательный материал. Стоимость 16 *кг* капсельной глины на Волынских заводах колеблется от 5 до 12 коп. франко-завод, в то время, как 16 *кг* Часов-Ярской капсельной глины обходится Тресту франко-ст. Часов-Яр — 9 коп.

Разведочные работы выявили значительные практические запасы огнеупорных глин на Волыни, а лабораторные и заводские испытания установили их высокие качества. Ныне Трест арендует пять месторождений огнеупорной глины, краткая характеристика коих представлена в таблице IV.

В. Донбасс. В 1923—24 году — Трест начал, при ст. Часов-Яр свои разработки глины. Главным потребителем Часов-Ярских глин является Будянский завод, потребляющий до 80% всей добываемой глины. Своевременное снабжение заводов, улучшение сортировки глин и удешевление их было причиною открытия собственных разработок. Часов-Ярская глина, благодаря своим высоким качествам (пластичность и огнеупорность), употребляется, отчасти для массы (до 40% всего добываемого количества), отчасти же (до 60%), для капселей (на Будянском заводе).

Под разработку Трестом получен был отвод в 3,5 гектара. Разведкой здесь установлен пласт глины, средней мощности 3,87 *м*, при средней мощности вскрыши в 14,22 *м*. Таким образом, среднее отношение вскрыши к глине — 3,6 : 1. Отношение рядовой глины к отборным — 1 : 2,5. Как разведкой, так и работами по добыче глины в истекшем сезоне, установлена наличность на всем заарендованном участке двух водоносных слоев песка [1]), залегающих на слабо-песчанистой глине («балык»). Это обстоятельство, а равно и большая вскрыша вынудили Трест искать новые месторождения в этом же районе. Взято было под разведку два новых участка и в результате разведок один из них (вблизи завода б. Роста) заарендован. Здесь мы имеем более благоприятные условия: отсутствие второго водоносного слоя, малая вскрыша (средн. 8,59 *м*) и большие запасы глины (средн. мощн. 4,44 *м*). Отношение вскрыши к глине здесь — 1,8 : 1. Отношение рядовой глины к отборной иное — 1 : 1,27. Это соотношение, правда, тоже не совсем отвечает потребностям заводов (1,5 : 1), но все же, ближе, чем на старом карьере («1-го Мая»).

В истекшем году удовлетворены Часов-Ярской глиной полностью [2]) все заводы и заготовлен еще запас (8101 *т*) ее на зимний период (до 1 мая 1927 г.).

Цены на Часов-Ярскую глину в истекшем году были: рядовая за тонну — 5 р. 50 к., рядовая 1 с. — 7 р., отборная № 5 (розовая) — 7 р., отборная № 6 — 8 р. 54 к. и отборная № 5 (белая) — 9 р. 10 к.

Есть основания полагать, что с открытием работ и на втором участке — Тресту удастся еще снизить цены на Часов-Ярскую глину, а равно уменьшить процент влажности ее, выдерживая добытую глину несколько месяцев в штабелях, чего, до сих пор, за отсутствием запасов, сделать было нельзя.

Таблицы IV и V иллюстрируют залегание глин на двух заарендованных Трестом участках, а таблица VI представляет химический состав глин с обоих карьеров.

4. **Кварц, кремень, песок.** Кварц. В обследованном на Волыни районе, богатом месторождениями пегматита, кварц встречается лишь в виде отдельных включений и прожилков среди пегматитовых жил (Глубочек, Полянка, Шурково). Значительных запасов здесь нигде не обнаружено. Это обстоятельство вынудило начать разведочные работы в другом (Шепетовском) районе. В с. Клементовичах (в 16 *км* от Шепетовки), начаты разведочные работы на одном заброшенном и залитом водой карьере. Предварительными работами выявлено здесь,

[1]) Со значительным дебетом воды; борьба с водой и плывунами вызвала значительные затраты.

[2]) В 1923—24 г. было удовлетворено 20% всего годичного потребления Часов-Ярской глины; в 1924—25 г., при весьма неблагоприятных условиях процент этот удалось увеличить до 34,6.

Таблица V.

Карьер „1 Мая".

№№ по пор.	Геолог. возр.	Название слоев	Скваж. № 6	Скваж. № 7	Скваж. № 8	Скваж. № 9	Скваж. № 10	Скваж. № 11	Скваж. № 12	Скваж. № 13
			м	*м*	*м*	*м*	*м*	*м*	*м*	*м*
1		Чернозем	1,06	0,85	—	0,68	0,89	1,10	0,64	0,85
2	*Q*	Глина коричневая, неслоистая	—	4,05	1,66	1,70	1,00	—	4,70	3,09
3		Песок желтый и красноватый	—	1,92	1,96	6,84	3,43	4,36	2,98	2,69
4		Песок серовато-белый мелкозернистый	4,74	3,63	7,68	—	—	3,09	4,48	4,80
5		Глина слабо-песчанистая „балык"	—	—	0,85	0,74	0,81	1,58	1,10	1,24
6		Песок белый тонко-зернистый	3,75	4,18	2,30	2,77	2,92	1,96	1,32	0,62
7	*Pg*	Глина слабо-песчанистая „балык"	1,06	0,85	0,38	0,83	0,77	0,51	1,19	3,20
8		Серый глинистый песок	1,28	2,69	—	—	—	—	—	—
9		Глина пластичная сине-серая № 4	1,10	1,15	1,13	0,89	1,02	1,62	0,89	1,24
10		Глина беловатая № 5	1,02	0,89	0,85	1,19	1,47	0,60	1,45	1,34
11		„ розовая № 5 Р	0,25	—	—	0,27	0,30	0,34	—	—
12		„ темная сине-серая № 6	1,50	2,28	2,24	1,00	1,02	1,10	1,10	1,72
		Общая глубина скважин	15,76	22,50	19,06	16,91	13,63	16,26	19,85	20,79
		Отношение вскрыши к глине	3,1 : 1	4 2 : 1	3,5 : 1	4,0 : 1	2,6 : 1	3,4 : 1	4,8 : 1	3,8 : 1
		Отношение рядовой глины № 4 к отборной № 5 и № 6	1 : 2,50	1 : 2,75	1 : 2,73	1 : 2,76	1 : 2,69	1 : 1,25	1 : 2,86	1 : 2,46

Таблица VI.

Карьер возле завода б. Роста.

№№ по пор.	Геолог. возр.	Название слоев	Скваж. № 1	Скваж. № 2	Скваж. № 3	Скваж. № 6	Скваж. № 9	Скваж. № 10	Скваж. № 11
			м	*м*	*м*	*м*	*м*	*м*	*м*
1		Чернозем	0,85	0,69	1,06	—	0,64	0,64	0,74
2	*Q*	Глина бурая (красная) неслоистая	2,35	2,98	1,92	3,20	2,77	6,82	2,99
3		Песок желтый, красный, серый	0,96	0,32	3,67	—	11,83	—	6,30
4		Глина слабо-песчанистая „балык"	0,64	0,42 [1]	—	1,38 [2]	0,85	0,85	—
5	*Pg*	Глина пластичная рядовая № 4	0,64	1,28	3,35	2,77	3,09	2,88	1,70
6		Глина пластичная отборная № 5	1,81 [4]	0,95 [5]	—	1,28	0,74	0,53 [6]	1,49
7		Глина пластичная отборная № 6	0,74	0,53	0,85	1,06	1,81	1,28	2,56
		Общая глубина скважин	7,99	7,17	10,85	9,69	21,73	13,00	15,78
		Отношение вскрыши к глине	1,5 : 1	1,6 : 1	1,5 : 1	0,8 : 1	2,8 : 1	1,7 : 1	1,7 : 1
		Отношение рядовой глины № 4 к глине № 5 и № 6	1 : 3,9	1 : 1,10	1 : 0,25	1 : 0,80	1 : 0,80	1 : 0,60	1 : 2,30

[1]) Пропласток „балыка" залегает в глине № 4.
[2]) „ „ „ „ „ № 5.
[3]) „ „ „ „ „ № 4.
[4]) В том числе слой розовой № 5 — 0,53.
[5]) „ „ „ „ „ № 5 — 0,42.
[6]) „ „ „ „ непосредственно под бурой глиной.

что мощность жилы (?) светло-серого кварца достигает 5,5 *м*. На глубине около 5 *м*, в северо-восточной части карьера, кварц переходит в чистый шпат грязного, мясо-красного цвета. Пока ни форму залегания, ни промышленных запасов этого месторождения еще не выявлено, так как работы были временно приостановлены. Есть, однако, некоторые данные, позволяющие ожидать в этом районе (среди крайних западных выходов пород кристаллической полосы) значительные выделения шпата и кварца. Заводское опробование клементовичского кварца дало положительные результаты. Лабораторные испытания кварца и шпата еще не закончены.

К р е м е н ь. Главным потребителем (90%) кремня является Будянский завод. Отдаленность его от Волыни, а равно и отсутствие на Волыни значительных (как, напр., в бывшем Кременецком у.) скоплений кремневых конкреций — вынудили Трест закупать кремень в Донбассе (гл. обр. ст. Краматорская). В последнее время Будянским заводом опробован был Подольский черный кремень (отход при изготовлении футеровочных кирпичей), но светло-серый цвет его после обжига послужил препятствием для использования его на заводе.

В нижеследующей таблице представлен состав нескольких кремней, на которых работают заводы:

№№ по пор.	Месторождения	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	Щелочи	Потеря при прокал.
1	Изюмский	97,14	—	0,45	0,23	—	0,12	2,06
2	Изяславский	97,87	0,50	0,25	0,35	Сл.	0,58	0,45
3	Кременецкий	98,00	0,45	0,15	0,32	Сл.	—	1,31

В последнее время многие заводы Треста начали проводить опыты замены кускового кварца и кремня песками-отходами каолиновых (Глуховецкого, Киянского) заводов и мелкозернистым белым киевским песком. Судя по первым опытам такая замена дает значительный экономический эффект, сокращая расходы по сортировке кварца и кремня, обжигу и предварительному измельчению. Много шансов имеется в пользу перехода заводов на пески вместо кварца, а может быть и кремня. В данный момент этот вопрос нельзя, конечно, считать окончательно разрешенным.

Несколько отдельно стоит вопрос о применении кремня в качестве футеровочного материала для барабанов. За отсутствием на заводах в 1922—23 г. заграничного кремня «Силекса», некоторые заводы стали изготовлять фарфоровый кирпич для обкладки барабанов.

В начале 1925—26 г. поставлены были опыты футеровки барабанов кирпичами, изготовленными из подольского кремня. Месторождение этого кремня [1]) находится при с. Малиновцах, Каменецкого округа, на Подолии. Начатыми здесь разведками обнаружен пласт кремня мощностью до 1 *м*, залегающий почти горизонтально. До 60% (по мощности) этого пласта представляется возможным использовать для изготовления кирпичей. Остальные 40% (верхняя и нижняя часть пласта), представляя переход отчасти в окремневшие раковистые известняки, отчасти, в мергеля — не обладают ценными свойствами кремня (чистотой состава и высокой твердостью) и являются отбросами при производстве. Заводское опробование футеровочных кирпичей дало блестящие результаты. Подольский кремень целиком отвечает всем требованиям, пред'являемым к заграничному «Силексу» и может, поэтому, целиком заменить последний. Из добытого во время разведочных работ (заложено две штольни) кремня было изготовлено и разослано заводам Треста 893 *m* футеровочных кирпичей. Пробная обкладка из первой партии показала, что по сравнению с фарфоровой футеровкой подольский кремень позволяет увеличить производительность размалывающих аппаратов на 20—28%, что, в свою очередь, должно чувствительно отразиться на производительности самих заводов. Что касается промышленных запасов, то последние еще не выяснены, а сама разведка не закончена.

Процент выхода футеровочного кирпича, благодаря значительной трещиноватости пласта, колеблется от 12 до 15% от продуктивной части пласта. Возможно, что по мере прохождения вглубь, пласт будет давать бо́льший выход.

Получающийся, после выработки кирпича, кремневый щебень можно было бы использовать для фаянсовой массы, если не требуется особая белизна обожженного кремня.

[1]) Обнаружено горн. инж. Лысенко, Ф. О., в 1922 г., см. журнал «Минеральное Сырье, № 5/6, 385, 1927 г.

Пески. Потребителями песков (кварцевых) пока являются лишь четыре стекольных завода Треста, перерабатывающие в год свыше 3500 *т* песка. Все Волынские месторождения песков расположены вблизи заводов и своими запасами могут обеспечить последние еще на долгое время. В несколько менее благоприятных условиях находится Гостомельский завод, не располагающий значительными запасами сырья. Вопрос о подыскании нового месторождения песка для этого завода стоит на ближайшей очереди. Из исследований месторождений песка, следует отметить работы в самом Киеве. Задачей изысканий было выяснение практических запасов, качества и способов эксплоатации песка в уроч. «Батыева Гора», находящемся вблизи усадьбы строющегося крупного Киевского стекольного завода. Обследована площадь в 5.5 гектаров. Бурением (28 скважин общ. глуб. 387 *м*) выявлен слой белого мелкозернистого песка (Полтавского яруса), мощностью в 4 *м*, на участке до 3.7 гектар.

Таблица VII.

№№ по пор.	Названия сортов глины	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	Потеря при прокаливании	Температура плавления
	Карьер „1 мая".							
1	Отборная № 5 .	55,00	31,95	1,80	0,80	Сл.	10,18	1720°
2	„ № 6 .	50.22	34,15	2,80	0,90	Сл.	11,50	1700°
3	„ № 6 .	52,64	32,54	2,31	0,90	0,15	11,38	—
4	„ № 6 .	52,71	33,93	2,45	0,80	Сл.	9,96	1710°
	Карьер возле зав. б. Роста.							
1	Отборная № 5 .	58,46	30.22	1,85	0,47	0,02	9,06	1650
2	„ № 5 .	58,92	29,75	2,10	1,40	0,07	7,60	1710°
3	„ № 5 .	63,27	27,33	1,55	0,92	Сл.	7.14	1670°
4	„ № 6 .	64,34	25,17	2,55	0,42	Сл.	7,68	1650°
5	„ № 6 .	52,12	33.95	2,60	0,75	0,07	10,32	1710
6	„ № 6 .	52,12	34,65	2,25	0,85	0,07	9,92	1710°
7	Рядовая № 4 .	56,96	31.27	1,85	0,55	Сл.	9,48	1670°
8	„ № 4 .	52,71	34,40	2,20	1,40	0,02	9,48	1710°
9	„ № 4 .	52,55	33.20	1,50	1,25	0,02	11.66	1710°

Практические запасы месторождения исчисляются в 165000 *куб. м.* Часть вскрыши (светло-серые пески) возможно использовать на том же стекольном заводе, а отчасти, на фарфорово-фаянсовых заводах. Опробование белого песка на стекольных заводах Треста и лабораторное испытание в Киеве (К. П. И.) и Москве (Институт Силикатов) дали вполне удовлетворительные результаты. Средняя проба из 15 скважин имеет химический состав:

SiO_2 — 98,14; Al_2O_3 — 0,89; e_2O_3 — 0,18; CaO — 0,17; MgO — сл.; потеря при прокал. — 0,43 и механич. состав: остаток на сите в 900 отв. — 2,60% и на сите в 4900 отв. — 93,89%.

Подводя общие итоги по вопросу снабжения заводов Укрфарфортреста керамическим (основным и подсобным) сырьем, нельзя не отметить, что за последнее время Трестом проделана крупная работа. Учет экономического эффекта не является задачей настоящей заметки, но нужно все-таки отметить, что понесенные Трестом, сравнительно, небольшие затраты на геолого-разведочные работы и лабораторные исследования керамического сырья, — вполне оправдали себя.

Улучшение качества сырья, своевременное снабжение им заводов, открытие и эксплоатация новых месторождений, снижение цен на некоторые виды сырья и, наконец, выявление свойств и качеств, мало исследованного отечественного сырья — вот те первые достижения, о которых можно говорить.

Исследования истекшего года, как уже упоминалось, коснулись, главным образом, Волыни: в 1926—27 г. для всех заводов Волынской группы (см. табл. VIII) Трест полагает закупить лишь около 26,0% сырья из других районов (Глуховецкий каолин, шпат для глазури, кремень и отчасти Часов-Ярская глина), а остальные 74.0% падают на местное сырье. Можно с уверенностью сказать, что % ввозимого для Волынских заводов сырья, за исключением одного лишь каолина, в дальнейшем будет все снижаться за счет местного.

Таблица VIII.

Количество потребного в 1926/27 г. керамического сырья.

(В тоннах).

Названия заводов	Глуховецкий каолин	Киянский каолин	Часовъярская		Волынская кампельная	Полевой шпат		Кварц	Песок кварц	Кремень
			Отборная	Кампельная		Для массы	Для глазури			
Барановский	215,0	275,0	—	38,9	835,4	102,0	25,6	164,0	—	—
Довбышанский	3,4	221,6	—	—	708,7	78,5	11,3	90,8	—	—
Токаровский	927,6	—	405,5	—	2683,2	1350,2	19,5	375,5	—	—
Коростенский	309,3	—	230,7	—	427,2	463,0	8,1	130,0	—	—
Славутский	429,8	—	668,0	299,2	601,2	255,8	13,7	208,7	233,6	8,0
Олевский	—	250,0	—	31,0	745,6	74,5	5,6	23,0	103,0	—
Полонский	285,3	—	311,7	311,0	378,0	—	17,3	—	—	282,0
Камейнобродский . . .	457,8	—	351,6	—	801,0	21,4	9.7	444,1	—	—
Будинский	3130,0	—	2919,3	6409.5	—	—	132,5	—	—	2949,0
Стеклозаводы	—	—	—	—	192,7	—	—	—	3576,4	—
Итого . . .	5758,2	746.6	4886,8	7089,6	7373,0	2345,4	243.3	1436,1	3913,2	3239,0

В отношении отдельных видов керамического сырья, обследованных в истекшем году районов, следует констатировать:

1. [1]) Наличность (на Волыни) значительных запасов пегматита, вполне удовлетворительного качества и благоприятные условия его разработки (преобладание пластовых жил при неглубоких залеганиях их. 2. Наличность на Волыни значительных запасов огнеупорных глин, своими качествами вполне отвечающих требованиям керамической и стекольной промышленности. 3. Отсутствие достаточных запасов каолина (в районе Киянского каолинового завода), позволяющих расширение производства, в целях снабжения всех заводов Треста Киянским каолином. 4. Необходимость дальнейшего детального обследования месторождений пегматитов и шпатов на Волыни, с целью выявления новых промышленных месторождений. 5. Необходимость дальнейшего изучения и лабораторного исследования пегматитов и шпатов Волыни, в связи с маркировкой последних. 6. Необходимость дальнейшего обследования месторождения Подольского кремня, с целью выявления промышленных запасов последнего. 7. Необходимость обследования и изучения других видов полезных ископаемых (напр., материалов для бегунов, высоковольтных изоляторов и т. п.), в значительном количестве встречающихся на Волыни.

[1]) Из резолюции II Всесоюзного С'езда Геологов по докладу «О геологоразведочных работах Укрфарфортреста в 1926 г.».

С. К. Малышев.

Содовые озера Забайкалья.

В Забайкалье до настоящего времени предполагалось существование только одного пригодного для эксплоатации содового озера — Доронинского. Доронинское озеро эксплоатируется Далькрайсоюзом Потребительских О-в. Общая добыча соды выражается за 1924/25 год 440,7 *т*, за 1925/26 г. 898,7 *т* и в 1927 году предположено к добыче: сырья 8 200 *т* и продукции 1 640 *т*. Добыча соды производится сбором соды зимою с замерзшего озера и частью выварной. Доронинское озеро является единственным в Забайкалье сравнительно оборудованным для целей эксплоатации. Оно находится в 160 *км* от Читы и соединяется хорошей проезжей дорогой.

Рис. 1. Карта садовых озер.

Что же касается до обширного Онон-Борзинского района, то все озера его считались хлорными или же сульфатными. Вот почему все они и были лишены в глазах предпринимателей какого-либо промышленного значения за исключением озера Шоколан, но на этом озере добычи соды не производится, а добывается глауберовая соль. Озеро Шоколан находится в 7 *км* от ст. Даурия Заб. ж. д. (Манжурская ветка), от Читы 400 *км*. Состав воды озера Шоколан следующий: вода = 51,10%; Na_2SO_4 = 36,20%; нераств. ост. 11,90%; потери при 110° 0,80%.

Добыча глауберовой соли в 1925/26 г. выразилась в 228,8 *т*, в 1926/27 г. — 150 *т*, добыча производится исключительно в зимнее время, с замерзшего озера. Озеро находится в арендном пользовании гр. Цын. Оборудований и приспособлений для добычи соли никаких нет.

В апреле 1926 г. была открыта целая система содовых озер с различной степенью концентрацией соли.

В настоящее время эксплоатируются озера, находящиеся в стадии высыхания, представляющие собою болота и в засушливые годы совершенно усыхающие или же дающие обнаженное от воды береговое кольцо дна. На этих обнаженных местах появляются корки натровых соединений, дающих сбор от 8 190 *кг* до 36 856 *кг* с 4 $м^2$; таким образом за зиму 1925/26 года добыто самосадочной соды до 256 *т*. Озера Гужиртай, Хатачей, Былыктуй, Цаган-Монтеге, Аригай, Кончей, Монтегей в настоящее время заняты под разведку гр. гр. Шамраевым и Сажиным и с развитием добычи соды, надо полагать, будут заключены арендные договора на всю систему указанных озер.

Система содовых озер находится на правой стороне р. Онона; границы ее можно определить следующим образом: северная линия

между с.с. Усть-Лисками и Чиндантом первым; западная линия между с. Усть-Лисками, озером Цаганором и поселком Дурулгуевским; южная—граница с Монголией; восточная линия между с.с. Чиндантом первым, Кулусутаевским и поселком Соловьевским. Центром системы является район с. Байнцаганского, здесь наиболее однородное сырье и наиболее мощные его образования. В этом отношении особенно резко выделяется озеро Гужиртай. По мере удаления от берегов начинаются значительные примеси поваренной соли и даже сернокислого натра, но все же сода преобладает над сернокислым натром и это преобладание подавляющее. Восточнее же линии Чиндант первый, Кулусутаевское-Соловьевское начинается резкое преобладание сульфата и вблизи магистрали сода почти совершенно отсутствует. Последнее обстоятельство, надо полагать, и послужило причиной ложного мнения, что все озера того района сульфатны.

Таблица состава озерной соли:

Название озер	Na_2CO_3 в %	Na_2SO_4 в %	$NaCl$ в %	H_2O в %	Нерастворимых веществ	Примечание
Гужиртай	40,3	0,5	8,5	39,2	10,7	
Хатачей	30,0	3,0	15,2	45,0	6,5	
Былыктуй	22,8	10,4	38,8[1])	5,8	20,0	
Цаган-Монтеге	23,3	4,9	11,3	38,2	20,0	
Аригай	52,1	13,0	5,5	12,7	13,9	
Кончей	34,0	11,2	15,0	31,0	8,0	

Гужир

	Озеро Гужиртай	Озеро Былыктуй	Озеро Аригай
Нерастворим. ост.	10,7	13,9	20,0
Потери при 110°	39,2	12,7	5,8
Na_2CO_3	40,3	52,1	22,8
$NaCl$	8,5	5,5	38,8
Na_2SO_4	0,5	13,0	10,4

Вода из озера Кончей

Na_2CO_3	4,16
$NaHCO_3$	4,25
$NaCl$	3,13
Na_2SO_4	1,81
	13,35

Гужир из озера Монтегей

Потери при 110°	38,3
Нерастворим. ост.	21,0
Na_2CO_3	21,1
$NaHCO_3$	3,3
$NaCl$	11,3
Na_2SO_4	5,0

г. Чита.

[1]) Большое содержание $NaCl$ объясняется чрезмерным обезвоживанием сырья.

Горн. Инж. П. М. Замятин.

Месторождения белой глины Полевской дачи.

(*Сысертского округа на Урале*).

Довольно многочисленные, в Полевской даче, месторождения белых глин и песков приурочены к области распространения развитой здесь кварцито-сланцевой свиты, которая является также вмещающей для колчеданных залежей. Так, Полдневское и Баженовское месторождения находятся в непосредственной близости к выработкам небольших залежей бурого железняка, которые, по всей вероятности, представляют железную шляпу колчеданных линз, вероятно, сплошь окислившихся.

Белые глины, которые употреблялись раньше, как огнеупорный материал, представляют измененные верхние горизонты хлорито-тальковых, и серицитовых сланцев. По крайней мере, при обследовании месторождений талька и талькового камня, приходилось наблюдать постепенный переход хлорито-тальковых сланцев в белую глину, аналогичную глинам Полевской дачи. Такой переход хлорито-талькового и серицитового сланца в белую глину наблюдается, например, в месторождении талька, находящемся на левом берегу р. Каменки в 8 *км* от Сысертского завода, а также в небольших выработках белой глины в вершине Шурыгина Лога, в $2^1/_2$ *км* на юг от с. Полдневского, Полевской дачи.

Химический состав белых глин и характер их залегания обусловливаются составом и условиями залегания пород, из которых они образовались. Обычно, более светлые разности хлорито-тальковых сланцев, в виде линзообразных прослойков небольшой мощности и с крутым падением, бывают заключены среди железистых хлоритовых сланцев. Та же картина наблюдалась и при разведке белых глин: они оказывались заключенными среди железистых разностей светло-желтых глин.

Объектом нашего обследования были 4 месторождения: Ивановское, Баженовское, Полдневское и Гумешевское; при этом в первую очередь надлежало заняться Ивановским месторождением, как наиболее отвечающим, по качеству ископаемого, тем техническим условиям, которые предъявляются к глинам, на предмет их использования для производства сернокислого глинозема (коаулянта).

От глин требовалось содержание Al_2O_3 не менее 30% и Fe_2O_3 не более 5%, независимо от внешнего вида. Средние пробы брались с каждого метра по глубине.

1. Описание месторождений.

1) **Ивановское месторождение** находится в 41 квартале в 3—4 *км* от Полевского завода и в 6—7 *км* от химического завода. Месторождение известно давно и разрабатывалось еще до войны. Перед началом разведок выработка представляла сильно засыпанную круглую яму около 30 *м* в диаметре и 3—4 *м* глубины. На дне выработки в западном борту было пройдено несколько шурфов, из которых производилась добыча глины. Разведочными работами нынешнего года удалось оконтурить известную ранее залежь белой глины и открыть новую, более мощную, несколько северо-западнее первой и наметить в самом северном конце разведочного поля третью залежь.

На геологических разрезах бросается в глаза чрезвычайно волнистый характер поверхности белых и светло-желтых коренных глин, заключенных под слоем красно-бурой наносной глины (рис. 2). Мощность наносов колеблется от $2^1/_2$ до 9 *м*, но в общем, как некоторую закономерность, можно подметить увеличение мощности белой глины на тех участках, которые прикрыты наиболее тонким слоем наносов.

Расположение отдельных залежей и их форму и размеры можно усмотреть из прилагаемого плана и разрезов месторождения (рис. 1 и 2).

Ясно выраженная по некоторым разрезам (напр., по линии XV) форма залежи белой глины в виде гриба, говорит за возможность ее образования из светло-желтых разностей путем выщелачивания.

Заслуживает внимания разрез по линии I (рис. 2), проходящий через середину старой выработки. Здесь, помимо буровых скважин, был пройден шурф № 2, глубиной 30 *м* с квершлагами на восток и запад с горизонта 16,5 *м*, дающий возможность судить об изменении химического состава глин с глубиной и вкрест простирания. Касаясь последнего вопроса нельзя не отметить некоторую тенденцию светло-желтых глин к увеличению с глубиной в своем составе количества Fe_2O_3 и уменьшению Al_2O_3.

Скважинами, расположенными южнее линии II белая глина не встречена совершенно. Но некоторые из них представляют интерес в том отношении, что дают признаки бурого железняка. Еще в начале отмечалось для Баженовского, Гумешевского и Полдневского месторождений их соседство с залежами бурого железняка, представляющего, по всей вероятности, железную шляпу колчеданных месторождений.

Для Ивановского месторождения, особенно для южной его части, также весьма характерно присутствие в наносных и коренных глинах кусочков бурого железняка

дающего указание на возможность нахождения в близком соседстве залежей этого ископаемого. Включения бурого железняка в глинах наблюдаются в следующих скважинах: № 84 (линия I), № 80 (III), № 81 (III), № 54 (VI), № 55 (VI), № 62 (VII), № 151 (XIV), № 142 (XIII), № 132 (XII) и № 208 (XV).

В свою очередь приведенные указания на признаки бурого железняка могут быть полезны при поисках колчеданных месторождений.

Для характеристики химического состава Ивановских глин приведем средний анализ 8 проб с содержанием: $Al_2O_3 > 30\%$ и $Fe_2O_3 < 5\%$ [1]: $SiO_2 = 52{,}62\%$; $Al_2O_3 = 31{,}91\%$; $Fe_2O_3 = 1{,}78\%$; $FeO = 0{,}32\%$; $CaO = 0{,}27\%$; $TiO_2 = 0{,}37\%$.

Разведанные запасы по Ивановскому месторождению определяются:

1) Для белой глины за вычетом добытого ранее — 22,000 *t.* при среднем содержании Al_2O_3 — 32,95%, Fe_2O_3 — 2,33%.

2) Для светло-желтой глины — 5,600 *t* при среднем содержании Al_2O_3—32,43%, Fe_2O_3 — 3,53%.

Итого белых и светло-желтых глин — 27,600 *m.*

Ориентировочная стоимость добычи 1 тонны глины при условии полного использования разведанных запасов составит около 1 руб.

Дальнейшие поиски целесообразно вести в направлении на север.

2) **Полдневское месторождение** находится в 3 *км* на юг от с. Полдневского (что в 20 *км* от Полевского завода) в урочище „Заимка".

На разведанной площади (рис. 3) развиты глины трех разновидностей: 1) белая глина сильно песчанистая, иногда с желтыми прослойками и небольшими включениями бурого железняка в виде окислившихся кристаллов пирита: 2) светло-желтая глина и 3) цветные тальковые глины (розовая, сиреневая, красная и проч.). Эти последние имеют настолько яркую окраску, что по внешнему виду кажутся совершенно непригодными по содержанию Fe_2O_3. Однако, анализы показывают содержание железа в среднем около 3%, при содержании Al_2O_3 — 22—25%.

Белые разности глин отличаются большим непостоянством состава даже в различных пробах одной и той же скважины (напр., скважина № 62, линия VIII).

В среднем содержание в них глинозема меньше, чем в цветных глинах (около 20%), но вместе с тем, уменьшается и содержание окиси железа.

Светло-желтые глины содержат около 9% Fe_2O_3. Белая глина залегает почти непосредственно под растительным слоем, будучи загрязнена с поверхности органическими остатками. Цветные разности глин прикрыты незначительным слоем наносов (в среднем $1^1/_2$ метра), мощность которого увеличивается по направлению к западу.

С первого взгляда кажется, что на всем месторождении мы не имеем глин допустимого состава. Однако песчанистый характер белых глин и присутствие в них железа в виде заметных на глаз окисливщихся кристаллов пирита дает надежду на возможность обогащения их отмучиванием. Для выяснения этого вопроса в лаборатории Полевского завода производились опыты, для чего были взяты 2 пробы: одна — с глубины около $^3/_4$ метра, другая—с глубины $1^1/_2$—2 метра. Анализы до и после отмучивания дали следующие результаты:

	Проба первая (верхняя)		Проба вторая (нижняя)	
	До отмучивания	После отмучивания	До отмучивания	После отмучивания
	в процентах		в процентах	
Al_2O_3 . . .	17,50	26,94	24,66	36,64
Fe_2O_3 . . .	1,97	3,35	1,97	2,56

Таким образом, отмучивание увеличивает процентное содержание глинозема и окиси железа на 50%, что вполне разрешает вопрос об обогащении Полдневских глин если последующие, более серьезно обставленные опыты, подтвердят наши данные. Осветление отстойных вод достигается в течение 24 часов. В хвостах остаются песок и кусочки бурого железняка. Отмученная глина весьма пластична. К сожалению, за неимением соответствующих приборов, нам не удалось установить процент выхода отмученной глины, во всяком случае, он будет не менее 50.

В обогащение могли бы пойти белые глины, с содержанием $Al_2O_3 > 20\%$ и $Fe_2O_3 < 3\%$. Что касается цветных глин, то опыты по отмучиванию их не производились, хотя они имеют состав не ниже приведенного. Конечно, эти опыты весьма желательно проделать, но едва ли они дадут удовлетворительные результаты, так как окислы железа в этих „цветных" глинах более тесно связаны с породой, чем в белых глинах, где они встречаются в виде более или менее крупных кусочков бурого желез-

[1]) По данным Уральской Научно-Технической Лаборатории.

няка, легко остающихся в хвостах при отмучивании. Особенно благоприятной предпосылкой для возможности постановки обогащения полдневских глин является близость реки.

Разведенные запасы белой глины определяются по данным плана и разрезов в количестве 42,504 *m* при среднем содержании Al_2O_3 — 24,17%, Fe_2O_3 — 2,15%.

Принимая выход конечного продукта при отмучивании в 50%, будем иметь не менее 20,000 *m* белой глины высокого качества с содержанием Al_2O_3 около 35% и Fe_2O_3 около 3%.

Запасы цветных глин по линиям VI, V, IV до глубины 5 метров составят 1,4 т. × 80 × 70 × 5 = 39,000 *m* при среднем содержании Al_2O_3 около 22% и Fe_2O_3—3%

3) **Баженовское месторождение.** Это месторождение находится в 1—$1^1/_2$ *км.* к северу от Полевского химического завода. Разработка велась несколько лет тому назад.

Нашими разведками прослежен участок, длиной около 200 метров. Мощность наносов редко где превышает 1,5 *м.* Чаще всего белая глина залегает непосредственно под растительным слоем, будучи немного загрязнена органическими остатками. Коренные глины можно разделить на 4 категории: 1) белая глина, 2) светло-серая, 3) зеленоватая и 4) светло-желтая. Распределение этих разностей глин видно на рис. 4.

Метров 10 южнее линии VIII, приблизительно, по оси скважин №№ 20—57 находится старая, совершенно обвалившаяся, выработка бурого железняка, который, повидимому, образовался за счет окисления колчеданной линзы. Длина выработки около 30 метров при ширине 10—15 *м* и глубине 3—4 *м.* Простирание близко к меридиальному.

В южной части разведанной площади встречаются глины всех четырех упомянутых категорий, тогда как в северной части развита большая залежь светло-серой глины, которая в центральной своей части уже на небольшой глубине переходит в коренную породу, из которой образовалась.

Скважиной № 4 (линия I) на глубине 2 метров встречен хлоритовый сланец, анализ которого дал 25,36% Al_2O_3 и 9,96% Fe_2O_3.

В отношении содержания глинозема и окиси железа ни одна из упомянутых категорий глин не дают удовлетворительных результатов. Только белая глина из скважин №№ 1 и 2 (линия I) содержит Al_2O_3 около 32% и Fe_2O_3 — 4%. По остальным скважинам содержание Al_2O_3 в белых глинах колеблется от 20 до 28%. Точно также светло-серые глины южной части разведанного участка хотя и дают содержание Al_2O_3 и Fe_2O_3, близкое к допустимому, но в них в одной и той же пробе всегда оказывается, то излишек окиси железа, то недостаток глинозема (скважины №№ 13 и 17).

Содержание Al_2O_3 в светло-желтой глине еще меньше (16—24%), а количество окиси железа в среднем около 9%. Зеленоватая глина также дает Al_2O_3 около 24%, а Fe_2O_3 около 9%.

Таким образом, наиболее близкими к допустимому составу являются светло-серая и белая разности глин. Но, так как они все же являются непригодными для производства коагулянта, да и вряд ли дадут высокую огнеупорность. Подсчет запасов для них сделаем только ориентировочно.

НАЗВАНИЕ	Площадь по плану.	Средняя глубина залегания	Объем	Вес в тоннах	Среднее содержание	
					Al_2O_3	Fe_2O_3
1) Светло-серая глина на северной части разведанного участка . . .	1 800	2	3 600	5 000	25,15	6,17
2) Светло-серая глина южной части разведанного участка . . .	400	4	1 600	2 200	30,24	5,61
3) Белая глина в южной части участка	1 200	4	4 800	5 700	27,00	4,13
ВСЕГО . .	—	—	—	12 900	—	—

4) **Гумешевское месторождение.** В $^1/_2$ *км* на север от химического завода среди пашни производилась добыча белой глины. Глина сильно песчаниста.

Собственно встречаются две разности глин: белая и светло-желтая. Последняя содержит Al_2O_3 в среднем около 27%, Fe_2O_3 — 6%. В белой глине содержание глинозема редко превышает 26%, хотя по железу она является удовлетворительной.

В виду всего вышесказанного месторождение практического интереса не представляет, особенно, если принять во внимание незначительную мощность белой глины (около 2 метров).

Разведанный запас светло-желтой глины до глубины 4 метров составит $60 \times 30 \times 4 = 7\,200$ *кб. м* или по весу 9 000 *т*.

Запас белой глины до глубины 1 *м* = 15 *м* $\times$ 40 $\times$ 1 = 600 *кб. м* = 840 *т*.

Другие месторождения: 1) К северо-западу от Баженовского месторождения приблизительно, в $^1/_2$ *км* от него, недалеко от берега пруда Северского завода, производилась добыча белой глины, которая по внешнему виду хуже Баженовской.

2) Указывали на месторождение белой глины на Чигиринском руднике в 3 *км* на восток от д. Полдневой.

3) В вершине Шулаева Лога в $2^1/_2$ *км* на юг от д. Полдневой наблюдаются выходы сильно измененного талько-хлоритового сланца, который используется местным населением для хозяйственных надобностей, как белая глина, хотя процесс превращения сланца в глину еще не закончился.

4) При поисках глины, пригодной для производства кислотоупорных изделий, нами было открыто месторождение белой глины на р. Железянке в 1 *км* на юг от химического завода.

Анализ трех проб из одной скважины дал следующие результаты:

	1-я проба	2-я проба	3-я проба
	в процентах		
Al_2O_3	18,45	18,84	24,59
Fe_2O_3	6,71	2,78	2,17

Есть полное основание вести поиски новых месторождений, аналогичных Ивановскому, в полосе метаморфических сланцев.

II. Технические свойства глин [1]).

1) Определение влажности механической.

№ 1	№ 2	№ 3	№ 4
в процентах			
33—90	33,01	31—92	10—17

2) Химический анализ.

	№ 1	№ 2	№ 3	№ 4
	в процентах			
Летучих веществ (вода, орган. вещ., сера, находящаяся в виде MS_2 и углекислота)	10,02	12,39	10,08	2,27
SiO_2	54,96	49,11	54,66	59,12
Al_2O_3	32,07	36,41	31,96	26,38
FeS	0,56	0,56	0,58	0,52
Fe_2O_3	0,46	0,60	1,44	2,07
Mn_3O_4	нет	нет	следы	следы
$CaSO_4$	0,39	0,25	0,20	0,13
$CaCO_3$	0,27	0,16	0,14	1,00
CaO	0,26	0,30	0,43	0,14
MgO	0,52	0,31	0,56	2,11
K_2O	0,46	0,32	0,50	0,11
Na_2O				0,85
Наход. в соед. FeS_2	0,30	0,30	0,31	0,28
„ „ „ $CaSO_4$	0,045	0,06	0,05	0,03
CO_2	0,12	0,07	0,06	0,44
Потеря при прокаливании	9.91	12,28	9,95	2,17
FeO	0,58	0,68	1,28	1,69
Общее количество CaO	0,49	0,49	0,59	6,75

Примечание: Все определения производились в высушенных при 100° С глинах.

[1]) Результаты исследования глин Уральской Научно-Технической лаборатории. Исследование производилось под наблюдением врид директора лаборатории Ф. П. Воронина.

Номенклатура проб. № 1—белая глина 1-й сорт из ш. № 1, Ивановское месторождение.
№ 2 — белая глина 1-й сорт из ш. № 2, Ивановское месторождение.
№ 3 — „ „ 2-й „ Баженовское месторождение.
№ 4 — „ „ с пашни на Тумешках.

3) Рациональный анализ производился, согласно указаний Е. И. Орлова.

ГЛИНА	№ 1	№ 2	№ 3	№ 4
	в процентах			
Глинистого вещества	83,10	89,40	81,74	38,55
Углекислого кальция	0,28	0,16	0,14	1.00
Полевого шпата	0,54	0,59	0,96	20.09
Кварца	16,16	9,90	17,20	40,66

Определения производились в высушенных при 100° С глинах.

4) Шламмовый анализ. Отмучивание глин производилось в приборе Шене. В распоряжении лаборатории имелась только шламмовая воронка Шене, детали же к ней (трубка, пирометр для стекания и отмучивания массы) были приготовлены и калиброваны в лаборатории.

Ход работы следующий: навеска глины 50 *г* обрабатывалась соляной кислотой и едким натром и пропускалась через сито с 900 отверстий в *кв. см.* Таким образом, получается на сите „крупный песок" (фракция Е). Все, что проходило сквозь сито, помещалось в шламмовую воронку. Весь процесс отмучивания распадался на следующие фракции: а) скорость струи 0,2 *мм* в секунду — получается отмучиваемое вещество „мелкая глина", величина зерна до 0,01 *мм*; b) скорость струи 0,5 *мм* в секунду — „Шлюф", величина зерна 0,01—0,02 *мм*; c) скорость струи 2,0 *мм* в секунду „самый мелкий песок", величиной зерна 0,02—0,05 *мм*; d) „мелкий песок", величиной зерна от 0,05 до 0,2 *мм* — то, что остается в шламмовой воронке от предыдущего отмучивания.

Результаты:

ГЛИНА	№ 1	№ 2	№ 3	№ 4
	в процентах			
a) „Мелкая глина"	71,2	79,6	55,2	20,4
b) „Шлюф"	14,8	7,4	25,2	14,2
c) „Самый мелкий песок"	11,2	9,6	11,6	17,0
d) „Мелкий песок"	2,4	2,0	6,4	26,2
e) „Крупный песок" (фракция Е)	0,6	0.8	1,6	22,2

5) Пластичность глин. Сущность метода: к глине прибавляют столько воды, чтобы она хорошо перемешивалась, но не прилипала к рукам. Этой массой заполняют форму определенного объема и взвешивают, а так как чем пластичнее глина, тем ее удельный вес менее, то этот опыт дает уже некоторое понятие о пластичности глин.

Произведенные опыты показывают, согласно Креплинга, что:

Глины за №№ 1 и 2 могут считаться высоко пластичными.

Глина № 3 — хорошо пластичная.

6) Усушка глин. Из пластичной массы (см. выше) приготовлялись лепешки, величиной $9 \times 4\frac{1}{2} \times 2$ *см.* Формой служили ободки из обыкновенного железа. На этих пробах циркулем, ножки которого расставлены на 5 *см*, точно описывался радиус. После недельной сушки при температуре, не превышающей 80° — радиус измерялся и полученную разницу, умножая на 20, получали усушку глин (сокращение в объеме) в процентах.

Результаты:

Глина № 1 — усушки 2,5%
„ № 2 — „ 2,2%
„ № 3 — „ 2%
„ № 4 — „ не было.

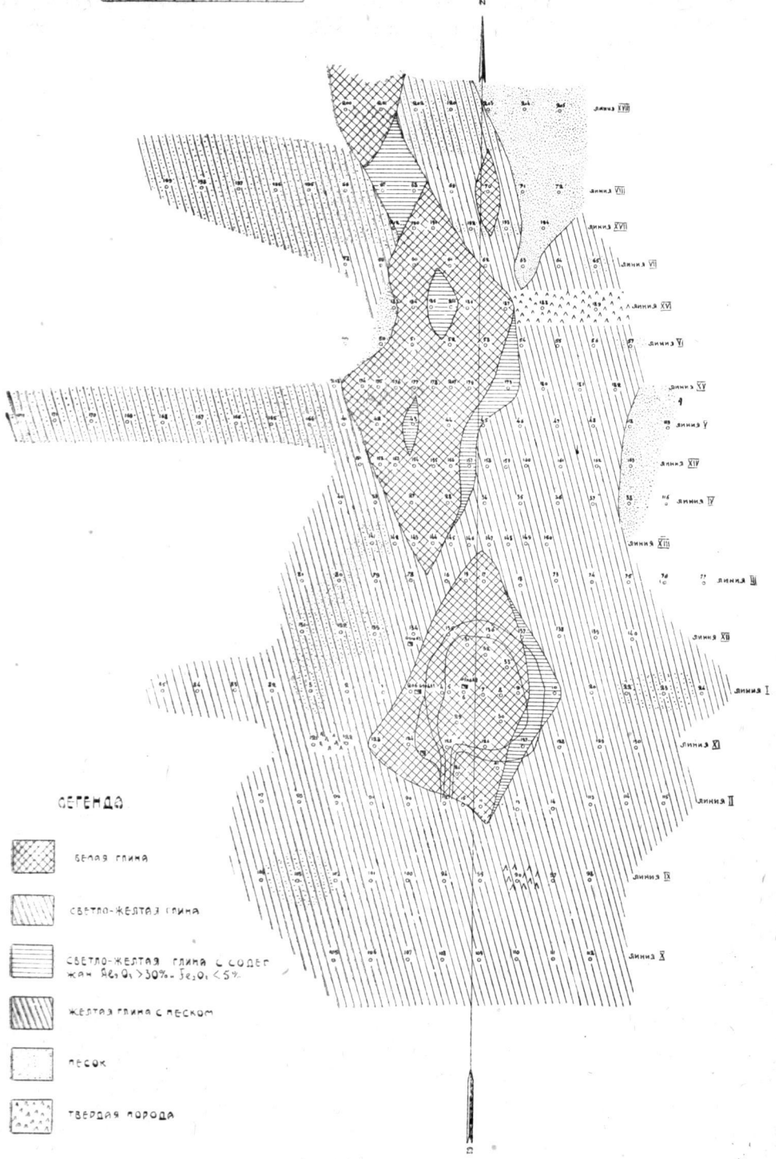
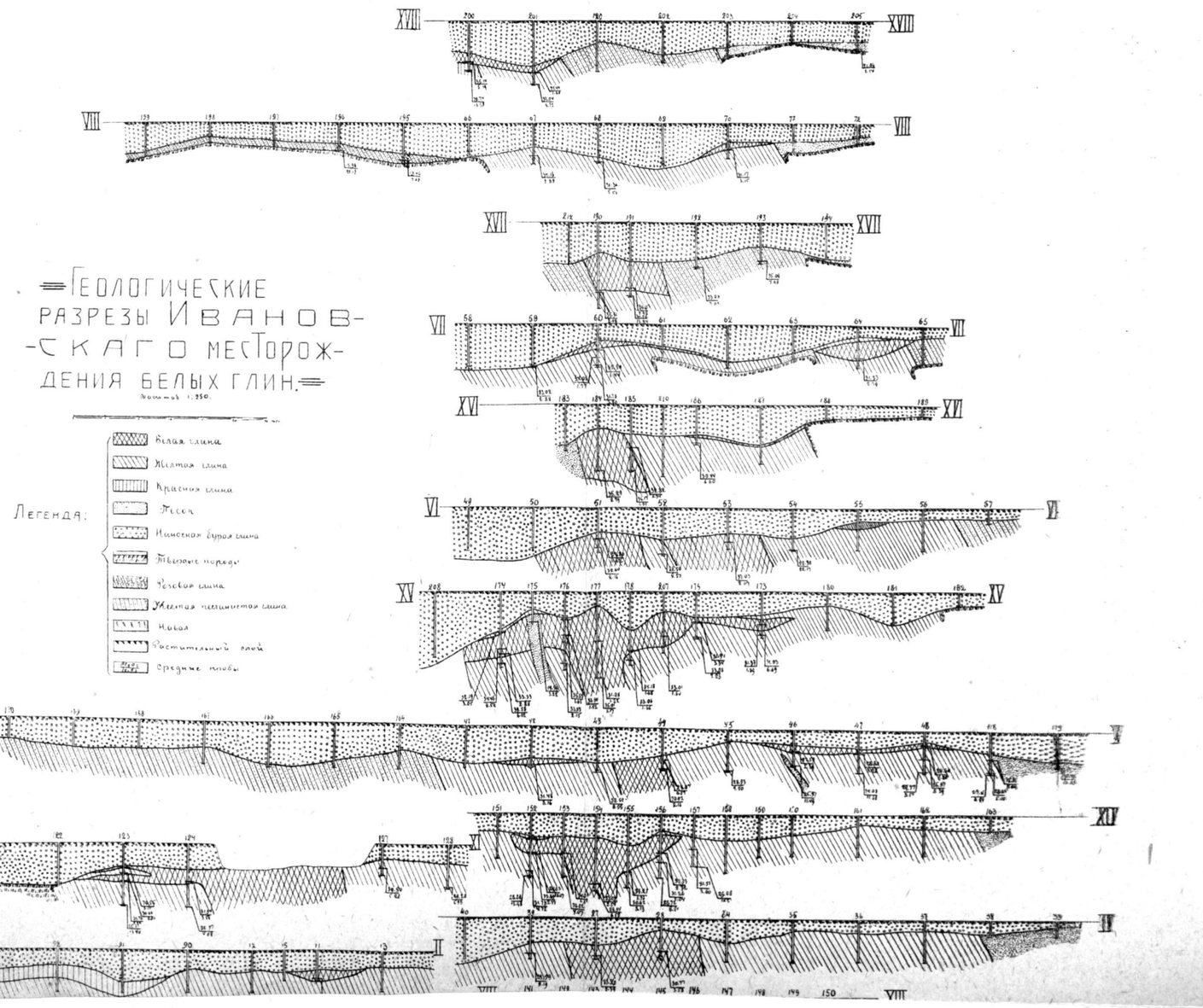


Рис. 1. Ивановское месторождение белой глины.



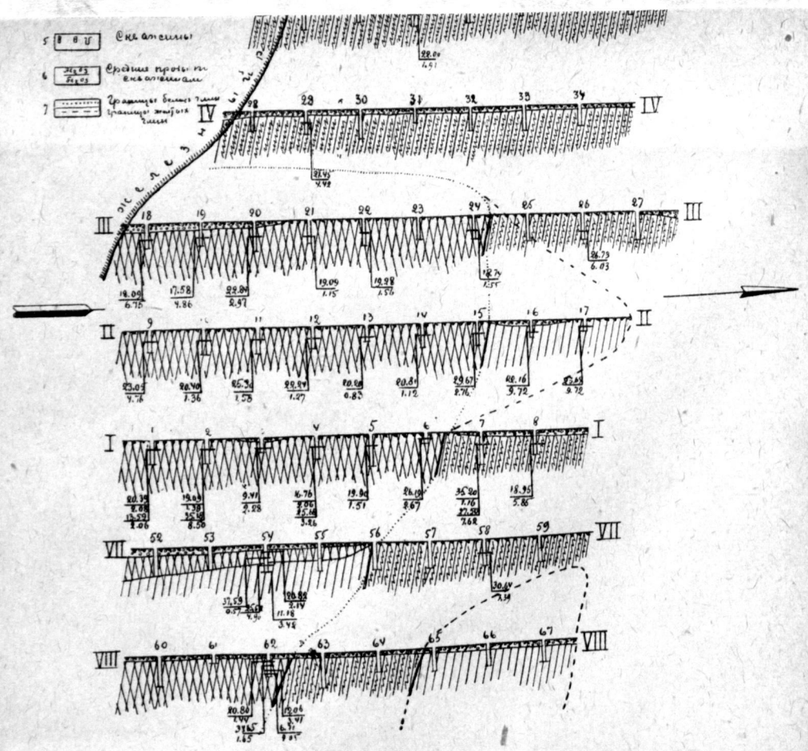
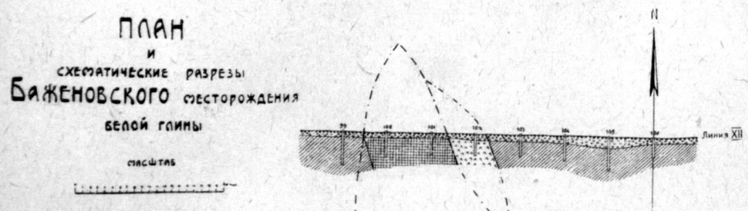


Рис. 3. План и разрезы Полдневского месторождения белых глин.



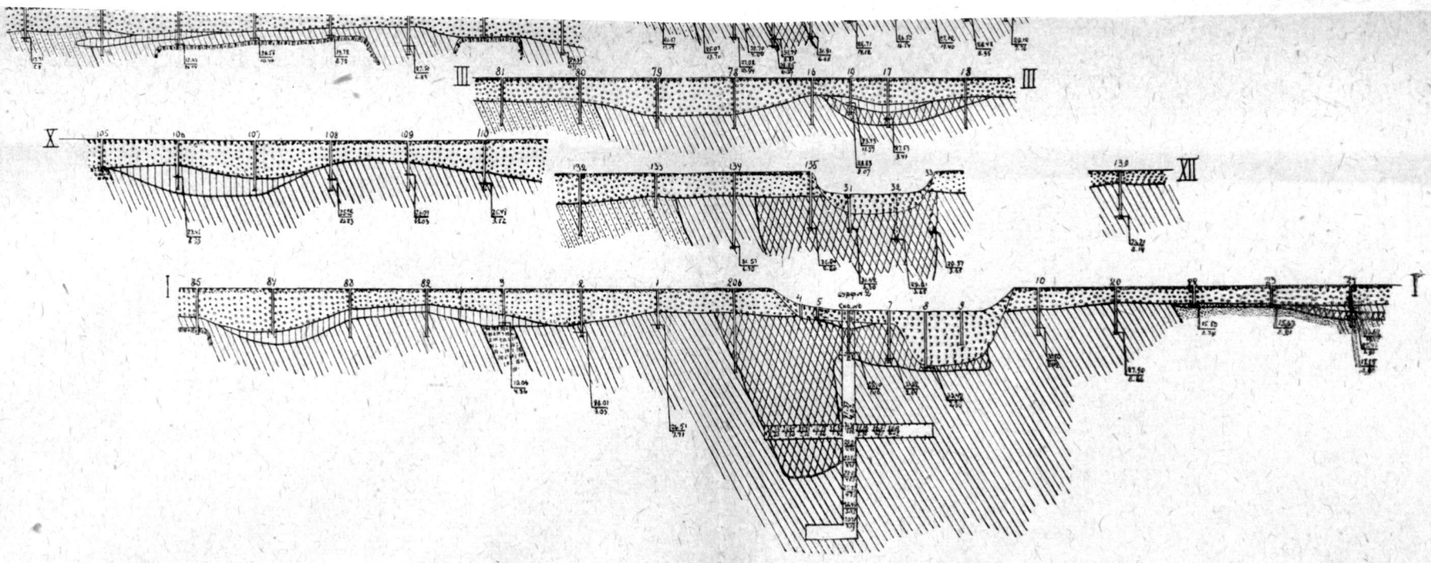


Рис. 2.

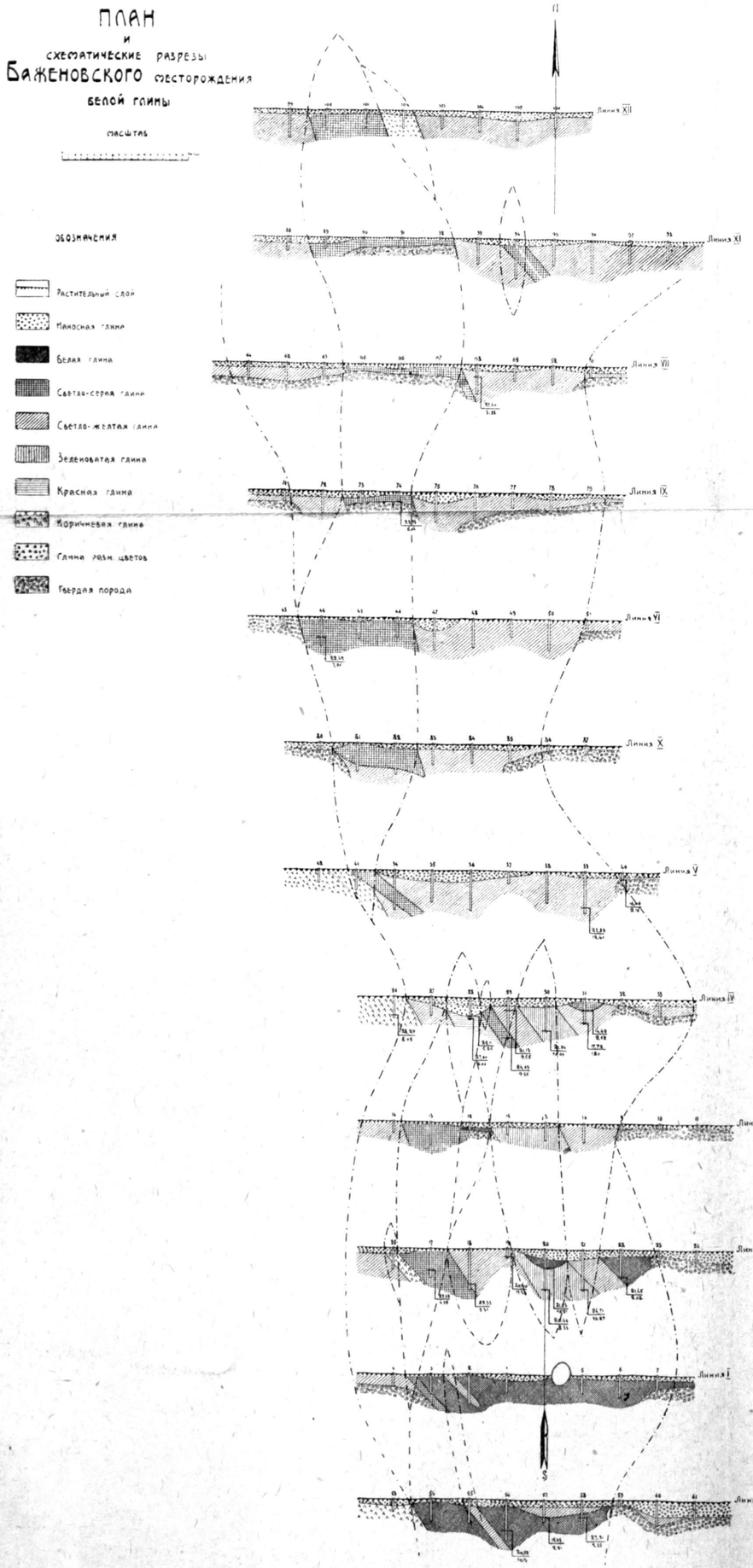


Рис. 4.

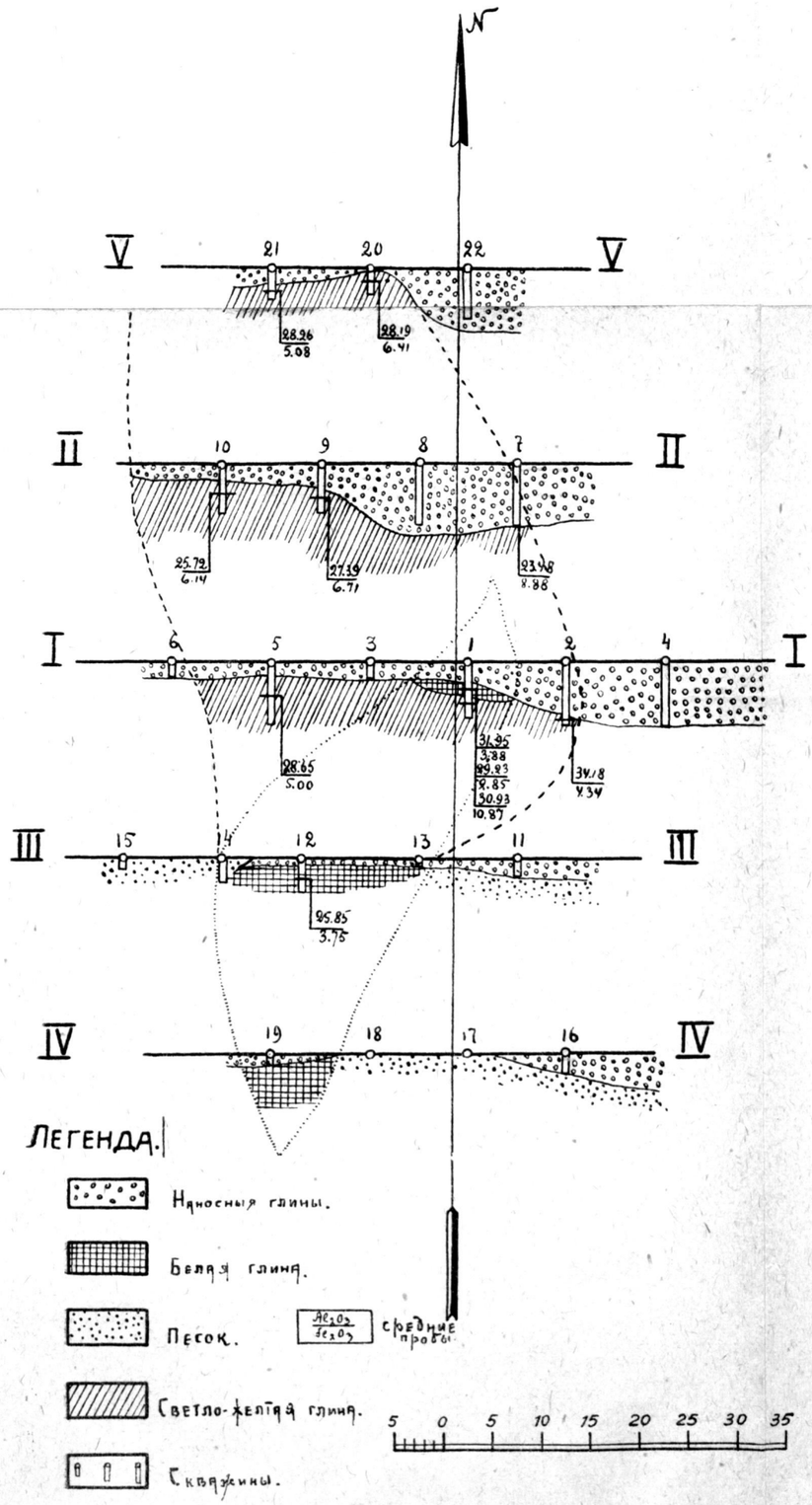


Рис. 5. План и разрезы Гумешевского месторождения белых глин.

Данные для пластичности и усушки (сокращение в объеме) безусловно нужно считать приблизительными, так как в лаборатории не имелось требуемых форм для заполнения пластичной массой из глины. Формы были приготовлены из имеющегося, сравнительно тонкого, оцинкованного железа и при заполнении их глиной, безусловно, могли подвергнуться некоторой деформации.

7) Огнеупорность глины. Так как в лаборатории не имеется специального горна для высоких температур, установить точку плавления глин не удалось. В имеющемся горне можно развить температуру только на 1 500° С.

Результаты опытов с образцами глин и конусами Зегера показали, что:

Глины №№ 1, 2 и 3 выдерживали температуру не ниже 1 400° С.

Глина № 4 расплавилась при температуре ниже 1 300° С.

Ст. Верхняя, Пермской ж. д.
Богомолстрой.

Горн. инж. А. В. Коленский.

Электроосмос и очистка глин.

За последнее десятилетие промышленность и техника особенно властно выдвинули свои требования на чистейшие сорта глин без примесей, с повышенной пластичностью, без окрашенности и т. д.

Уже много лет в Германии и Австрии рекламируются, благодаря энергии их владельцев, патенты гр. Шверина на «электроосмосную очистку глин и других продуктов».

В периодической технической прессе не раз печатались заметки и статьи об указанном способе очистки глин и графита, обогащения всевозможных металлических руд сложного состава, обезвоживания торфа, очистки питьевой воды и т. д.

Обычно в указанных сообщениях приводились говорящие в пользу электрической очистки глин сравнительные анализы сырья и готовых продуктов. При этом всегда слишком бегло трактовался ход всего процесса и совершенно не отмечалось, что явления электроосмоса используются вовсе не в процессе самой очистки, а лишь для осаждения из коллоидального раствора взвешенных в нем частиц глин.

Электроосмосные машины применяются не для очистки глин, а лишь при очистке, в последней ее стадии, для отделения воды от мельчайших взмученных частиц глины — уже после самой очистки. Они заменяют аппараты нормальной фильтрации, которая, как известно, недействительна при коллоидальных растворах, так как их суспенсию при размерах частиц между 0,1 μ и 1,0 μ нельзя отделить ни при помощи фильтрации, ни при помощи отстаивания.

Постоянное сочетание слов «электроосмос» и «очистка глин», как равно фигурирование в титулах акционерных обществ, эксплоатирующих патенты гр. Шверина, слова «электроосмос» и весьма неполные поверхностные данные о самом применении на заводах указанных обществ электроосмосных машин — являются причиной того распространенного мнения, что явление электроосмоса применяется для самой очистки глины.

Между тем на всех без исключения существующих ныне заводах, где установлены электроосмосные машины — в Германии, Чехословакии, Австрии, Дании, Англии и т. д., электроосмосные машины работают лишь над отделением раствора от взмученных в нем мельчайших частиц, уже ранее освобожденных от всевозможных посторонних примесей.

Электрофорез и электроосмос. Дабы лучше представить себе процесс «электроосмосной очистки» глин, как он нынче поставлен на современных заводах, использующих патенты гр. Шверина, в которых имеют дело с коллоидальными растворами, напомним сущность явлений электрофореза и электроосмоса.

Если между двумя точками коллоидального раствора установить разность потенциалов, то находящиеся в взвешенном состоянии мельчайшие частицы твердого тела начнут двигаться или по направлению к аноду, или к катоду, где и будут отлагаться. Явление это называется — электрофорезом (или электрическим передвижением).

Полагают (опыты Квинтке), что передвижение обязано разности потенциалов твердых частиц и обволакивающей их жидкости, при чем если знак заряда частиц отрицательный, то они направляются к аноду, если положительный, то — к катоду.

Скорость движения взвешенных частиц под влиянием разности потенциалов определяется по формуле: $v = K\frac{E \cdot E' \cdot D}{\eta}$, где E — разность потенциалов, D — диэлектрическая постоянная, η — величина внутреннего трения, E' — падение напряжения на протяжении 1 *см* пути, а $K = \frac{1}{4\pi}$.

Одни и те же взвешенные частицы коллоидального раствора могут быть при известных условиях или положительными или отрицательными. Перрэн первый показал, что то или иное направление движения (т.-е. к аноду или катоду) зависит от природы взвешенных частиц и самого раствора. Так, добавив в раствор несколько капель кислоты или определенное количество известных солей, можно переменить направление движения.

При прогрессивном увеличении прибавляемых реагентов скорость движения частиц будет постепенно замедляться до того момента, пока оно совершенно не аннулируется — в момент перемены знака заряда, при так называемой изоэлектрической точке.

Существование в растворе, в взвешенном состоянии, смеси двух каких-либо веществ, имеющих две различных изоэлектрических точки, дает возможность достигать полного разделения указанной смеси.

Заметим, что те же явления имеют место, когда твердые коллоидальные частицы всецело заменены жидкостью, т.-е. когда одна жидкость размешана в другой жидкости.

Нужно отметить важное с практической точки зрения обстоятельство, что указанные выше передвижения твердых частиц коллоидального раствора требуют гораздо меньше электрической энергии (ампер-часов) по сравнению с расходами тока при электролизе.

Так как на практике обычно имеют дело с растворами электролитов в воде, а не с чистой жидкостью, то электролиты оказывают бо́льшее влияние при электрофорезе, так как значение потенциалов значительно изменяется.

Последствием движения взвешенных частиц при электрофорезе является то, что частицы, собираясь в определенных пунктах, образуют плотную перегородку, с обеих сторон которой имеется жидкость с опущенными в нее электродами. Так как в этом случае взвешенные частицы уже не в состоянии передвигаться, то вместо них начинает двигаться сама жидкость в обратном направлении, при чем так, что относительное движение частиц и жидкости остается неизменным.

Таким образом, при электроосмосе устанавливается движение жидкого раствора, ограниченного плотными стенками под влиянием разности потенциалов. В закрытом сосуде, когда жидкость, при указанных условиях, не в состоянии передвигаться, появляется давление, по своей величине зависящее от плотности тока и толщины (плотности) преграждения. И обратно, если под влиянием давления, приложенного с одной стороны пористой перегородки, заставлять протекать через нее (или диафрагму, или систему капиллярных трубок и т. д.) жидкость, то получается разность потенциалов, зависящая от той или иной физической природы перегородки и жидкости, и строго пропорциональной разнице диэлектрических постоянных веществ, находящихся в соприкосновении.

Знаки зарядов плотных стенок и жидкости находятся в прямой зависимости от их диэлектрических постоянных, при чем вещества с бо́льшей диэлектрической постоянной заряжаются отрицательно. Так, напр., при соприкосновении стекла с водой — стекло заряжается отрицательно, а вода положительно. При превышении электроосмосного давления над гидравлическим движение жидкости (через перегородку, капиллярную трубку и т. д.) будет от анода к катоду.

Применение электроосмоса к фильтрации дает способ электрофильтрации, не требующей особых давлений, чем и отличается от обычных способов фильтрования.

Разность уровня в зоне между анодом и катодом в сосуде с пористой диафрагмой (или с системой капиллярных трубок) при электроосмосе пропорциональна разности потенциалов. Количество жидкости, прошедшей при электроосмосном давлении через диафрагму или капиллярную трубку, прямо пропорционально диэлектрической постоянной жидкости, силе тока, разности потенциалов и обратно-пропорционально удельной проводимости и внутреннему трению жидкости.

При применении на практике электроосмоса весьма желательно достичь наибольшего скачка потенциала на границах, дабы увеличить скорость электроосмотического передвижения через диафрагму. Для этого пользуются особыми электролитами должной концентрации, напр., используют щелочи при отрицательном заряде диафрагмы, следя за тем, чтобы не повысить слишком значительно проводимости раствора и не увеличить тем значительно расходывание электрического тока.

Под «электроосмосной очисткой» глин (патенты гр. Шверина) в настоящее время, на практике, следует понимать осаждения взвешенных частиц глины из растворов, а отнюдь не способ очистки глины от вредных примесей (песка, железа и т. д.), как это обычно понимают, когда под «электроосмосной очисткой» понимают всю совокупность всего очистительного процесса. Процесс очистки состоит из сочетания двух последовательных стадий, не считая, понятно, других подсобных манипуляций с обрабатываемым материалом, как, напр., дробление, приготовление коллоидального раствора и друг.

Первая стадия — периодическое прибавление к взмученному раствору специальных электролитов. Принимая во внимание, что глины являются отрицательным коллоидом, добавление щелочных электролитов (как, напр., кремнекислый натрий и друг.) к взмученному раствору глины настолько заряжает отдельные частицы глины, что они легко остаются в устойчивом взвешенном состоянии, в то самое время, когда вредные примеси быстро осаждаются.

Вторая стадия — выделение взмученной глины из коллоидального раствора при помощи так называемых электроосмосных машин (или электроосмосного фильтрпресса), работающих на принципе электрофореза, с применением постоянного электрического тока.

Указанные две основные операции дополняются рядом других подготовительных и подсобных манипуляций с обрабатываемым материалом, обычными в данных случаях, как-то, напр., дробление и друг.

Сравнение полного процесса обработки глины с помощью электроосмоса на разных заводах, в Германии, Австрии, Венгрии, Дании и т. д. показывает, что, начиная с дробления, частичного осаждения примесей взмучивания и т. д. и кончая процессами сушки очищенного продукта, на каждом отдельном заводе имеются те или иные изменения.

Оставив в стороне те или иные варианты процесса очистки на разных заводах, не имеющие особого значения, в последующем мы опишем полный процесс «электроосмосной очистки» глин в наиболее его общем, типичном виде.

Патенты на применение электроосмоса при очистке глин и акционерные общества их эксплоатирующие. Более десятка лет тому назад образовались в Германии первые акционерные общества «Электроосмос-Гезельшафт» или «Граф-Шверин-Гезельшафт», которые занялись эксплоатацией специальных патентов по применению электроосмоса при очистке глин, питьевой воды и друг., а также использованием некоторых патентов для обогащения сложных металлических руд.

С тех пор и по ныне постоянно появляются, сперва в Германии, а затем и в других странах, новые патенты Общества «Электроосмос-Гезельшафт», обычно дополнительные к основным немецким патентам, числящимся в Германии под № 266971, 316443, 317403, 326655, 375293 и друг.

Основанное в Берлине (и в Вене) акц. общ. «Электроосмос-Гезельшафт», учреждает в разных странах отдельные общества для использования своих патентов, строит заводы для применения своих патентов не только в Европе, но и в Америке (Буенос-Айрес).

В Германии наиболее интересный завод, применяющий «электроосмосную очистку глин», находится в Штауде, близ Монтабауэра (Рейн) и принадлежит обществу «Вестенвальдского Электроосмосного Глиняного Завода». На нем работают 8 электроосмосных машин, которые дают в сутки до 80 *m* чистой глины.

Близ Каселля, «Общество Гроссальмерадерских Каолиновых Заводов» владеет заводом, на котором установлено 4 электроосмосных машины.

В Хемнице (Саксония) «Акц. Общ. Саксонских Электроосмосных Заводов» очищает на своих заводах местную тощую глину, применяя лишь первую стадию производства (электроосмосных машин нет).

Чехо-Словакия, в виду перехода к ней австрийских славянских земель, получила после войны два завода в Ходау, близ Карловых Вар, с установками для электроосмосной очистки. Один завод принадлежит «Карлсбадскому Каолин-Электроосмосу», а другой — «Всеобщей Компании Керамических Электроосмосных Заводов».

Но и в Австрии работает один завод с производительностью до 10.000 *m* глины в год, который принадлежит «Обществу Каолиновой и Горной Промышленности» более известному под названием «Каминг».

Отметим, что в Австрии имеются еще обогатительные фабрики, принадлежащие «Австро-Американскому Магнезитному Обществу» (группа Моргана) и расположенные в Штирии и Карпатии и считающиеся заводами, применяющими «электроосмосное обогащение» руд в то время, как в действительности они используют при обогащении лишь добавку электролитов в растворы.

В Дании работает завод на острове Боргольме.

В Англии, Франции, Бельгии и т. д. учреждены акц. общества «Электроосмос», но вопрос о промышленной очистке глин все еще находится в предварительной стадии изучения.

Для использования патентов гр. Шверина для очистки питьевых вод в Германии учреждены отдельные общества, как, напр., «Болле» в Берлине, «Винкельхаузенская станция» в Магдебурге и друг.

Описание процесса «электроосмосной очистки глины». Обычно заводы располагаются в непосредственной близости от месторождений глины, которая при помощи механического передвижения доставляется к дробилкам заводов.

Для размельчения сырого материала пользуются дробилками (1), дробильными валками с гладкой или рифленной поверхностью и друг. известными для этой операции устройствами (рис. 1). Из-под валков глина идет в закрома, а оттуда, по мере надобности и при использовании регулирующих подачу материала приборов — в промыватели-мешалки (2). Промыватели (2) состоят из параллельных открытых полуцилиндров (числом 4—8), с емкостью, соответствующей пропускной способности осадочных желобов (3), с которыми они непосредственно соединены. В промывателях (2) от взмученной (при помощи мешалок) глины отделяется грубый песок, который при помощи черпального под'емника грузится в вагонетки для отвозки за пределы завода.

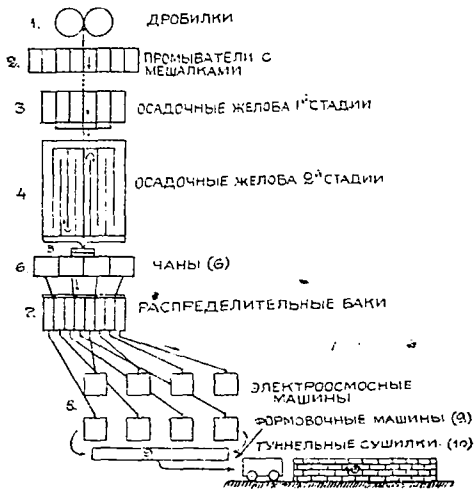


Рис. 1. Схема „электроосмосной" очистки глины.

Взмученный раствор — жижа — из мешалок - промывателей (2) поступает сперва в осадочные желоба 1-й стадии (3), в которых осаждается более мелкий песок и другие примеси, как-то: слюда, железные шлихи и т. д., а оттуда — в осадочные желоба 2-й стадии (4), где уже осаждается более грубая часть глины, так называемый «шликкер», идущий в продажу, как «бумажная глина».

Осадочные желоба 1-й стадии (3) имеют глубину около 1 *м*, при чем слив в них устроен несколько выше, так что очистка этих желобов от песка обычно совершается лишь после того, как в них накопится слой более 1 *м* толщиной. Общая высота краев желобов достигает, следовательно, высоты в 1,5 и даже 1,75 *м*, при ширине в 1,25—1,50 *м* и длине в 12—15 *м*.

Комплект желобов в 3 или 5 штук, расположенных параллельно, работает в то время, как подобный же комплект других желобов находится в периоде чистки — выгребания осевшего песка.

Осадочные желоба 2-й стадии (4) состоят также из двух комплектов (один в работе, другой в чистке). Каждый комплект состоит из пяти каналов, соединенных между собой поочередно на разных концах. При той же ширине в 1,25—1,50 *м*, глубина их не более 0,5 *м*, а общая длина комплекта от 150—200 *м*.

Посредством особенного затвора количество раствора в каналах регулируется так, что всегда над осевшим шликкером двигается от 20 до 30 *см* взмученного раствора.

Допускают заполнение желобов шликкером на высоту не более 40 *см*. У входного отверстия и прилежащей к нему части толщина осевшего слоя обычно бывает всего в несколько сантиметров. В средней части желобов максимальный слой достигает 25 *см*, при слое жидкости поверх него в 20 *см*.

Из осадочных желобов (4) коллоидальный раствор выливается через особый порог (5) на проволочную сетку (или крепкую кисею), задерживающую посторонние легко плавающие примеси, как трава, щепочки и т. п., в чаны с мешалками (6) большой емкости. Чаны соединены между собой у дна.

В чаны (6) к взмученной жидкости периодически приливается определенный электролит, в количествах строго установленных практически. Как электролитом, пользуются раствором кремнекислого натрия $NaSiO_3$ (плотность 1,32—1,36).

После добавления электролита в коллоидальном растворе остается лишь чистая глина, так как все примеси, как-то: слюда, полевой шпат и друг., осаждаются на дно чанов. Мельчайшие частицы глины и каолина отрицательного знака остаются в взвешенном состоянии, в то время как более крупные частицы глины и все примеси с противоположным знаком заряда опускаются на дно.

Количество приливаемого раствора весьма различно и колеблется в пределах 10—20 литров на каждые 10.000 *кг* перерабатываемого сырого материала.

Из чанов (6) жидкость перекачивается особыми насосами в распределительные баки (7), расположенные над каждой электроосмосной машиной (8).

Электроосмосные машины. Электроосмосные машины, запатентованные гр. Шверинym, состоят из бака (рис. 2) и медленно вращающегося горизонтального барабана (1), представляющего анод прибора. Под барабаном на расстоянии 2—3 *см* закреплена медная цилиндрическая сетка (2), представляющая катод прибора.

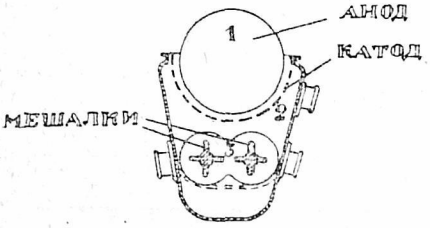


Рис. 2. Схематический разрез электроосмосной машины.

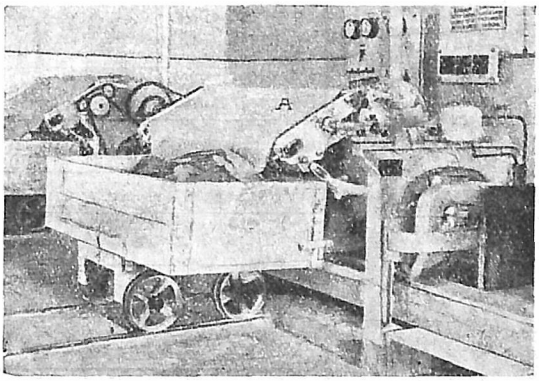


Рис. 3. Отделение глиняного „полотна" (А) от барабана электроосмосной машины.

Коллоидальный раствор глины подается в бак по нижнему трубопроводу к мешалкам (3), вращающимся со скоростью до 200 оборотов в минуту, и, поднимаясь кверху, проходит через катодную сетку (2) к барабану, на котором и отлагается чистая глина.

Отложившийся на барабане слой глины А (рис. 3 и 4) толщиной в 3 *см* представляет тягучее непрерывное «полотно» чистой глины. Этот слой глины снимается с барабана при помощи особого скребка и поступает в вагонетки.

Освобожденная от глины вода уходит из бака через выпускное отверстие по трубам в сборный, откуда посредством насоса перекачивается (рис. 1) в чаны (6) и, таким образом, совершая кругооборот, используется для разбавления следующей партии глины, идущей в очистку. Температура жидкости в период прохождения через электроосмосные машины, подымается на 3—4 градуса.

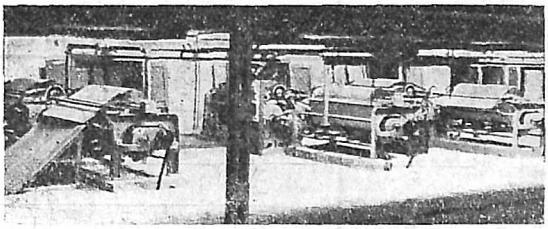


Рис. 4. Отделение электроосмосных машин.

Анодный барабан (1), вращающийся со скоростью до 15—20 оборотов в час, состоит из слоя твердого свинца (хард) или сплава свинца с сурьмой (типографский металл), покрытого слоем вулканизированной резины толщиной в 1 *см*. Диаметр барабана 50—75 *см* при длине около 1,5 *м*.

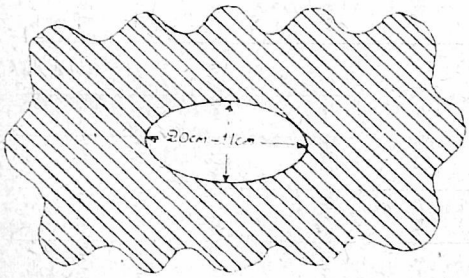


Рис. 5. Поперечный разрез пустотелого ребристого бруса глины с формовочной машины.

Влажность глины, сходящей с анодного барабана для чистого каолина: 30—35%; для плотной глины: 15—25%. Электрический ток постоянного напряжения—около 100 вольт, при плотности тока (на аноде) — 0,01 $A/см^2$. Производительность осмосной машины от 8 000—10 000 *кг* чистой сырой глины (при сушке она теряет еще 10% влажности) в сутки при непрерывной работе.

На заводе в Ходау, где установлено 6 машин, общая суточная производительность достигает 48.000 *кг*, на Монтоборском заводе 8 машин дают до 80 000 *кг* в сутки.

Чистая фарфоровая глина, сползающая непрерывным пластом из машины в вагонетки, отвозится к формовочной машине Рис. 1 (9), из которой выходит в виде пустотелого ребристого бруса, сечением 20 × 11 *см* (рис. 5), который и режется на куски для отправки в многоэтажных вагонетках (рис. 1) в туннельные сушилки (10), длиной в несколько десятков метров.

	Неочищенная глина.												Очищенная глина												Температура плавления	
	Непрокаленная							Прокаленная					Непрокаленная						Прокаленная						№ корпуса Зегера	
	Потеря от прокаливания	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	Щел.	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	Щел.	Потеря от прокаливания	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	Щел.	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	Щел.	Неочищенные глины	Очищенные глины
Венгерская глина .	5,88	72,80	9,11	1,69	3,9	0,58	6,04	77,35	9,67	1,79	4,14	0,60	6,41	12,80	46,60	32,06	1,24	2,75	0,17	4,38	53,58	36,78	1,42	3,16	0,19	5,00	19 17	30
Богемская „ .	6,80	71,40	20,56	1,14	—	—	—	76,61	22,06	1,22	—	—	—	11,80	47,52	38,80	1,7	—	—	—	53,87	43,99	1,92	—	—	—	27	33
Английская глина из Handley. . .	11,44	53,80	29,35	1,7	—	—	3,11	60,75	33,81	1,91	—	—	3,53	12,40	45,88	39,55	1,7	—	—	0,67	52,43	44,9	1,91	—	—	0,73	28	33
Английская глина из Манчестера .	11,32	55,56	29,12	1,78	—	—	2,22	62,65	32,83	2,01	—	—	2,51	14,80	45,44	36,12	1,78	—	—	1,86	53,33	42,39	2,09	—	—	2,19	28	32
Английская глина из Манчестера .	3,80	78,72	14,88	1,32	—	—	1,28	81,83	15,48	1,37	—	—	1,32	8,88	51,96	36,68	1,32	—	—	1,16	57,02	40,25	1,45	—	—	1,22	26	32
Вестервальдская глина из Хор (Германия) . .	6,12	70,96	20,51	1,49	—	—	0,9	75,6	21,85	1,6	—		0,97	10,60	49,00	38,41	1,19	—	—	0,88	54,81	42,96	1,34	—	—	0,9	26	32
Вестервальдская глина из Голдхаузена (Германия	6,56	65,80	23,76	0,74	следы		3,14	70,42	25,43	0,8	следы		3,36	9,40	53,40	31,56	0,74	—	—	1,90	58,94	38,17	0,82	—	—	2,07	26	33
Английская глина (Fire Clay). . .	12,24	50,03	36,70	0,74	—	—	0,29	57,00	41,82	0,86	—	—	0,31	11,40	46,80	40,70	0,9	—	—	0,20	52,82	45,93	1,01	—	—	0,24	29	34
Баварская глина .	9,30	60,84	27,55	1,95	—	—	0,36	67,08	30,36	2,15	—	—	0,41	12,70	47,60	37,61	2,09	—	—		54,52	43,08	2,40	—	—	—	28	32

Глина, поступающая в туннельные сушилки с 35% влаги, выходит из них с содержанием влаги не более 2—5%, и тут же укладывается в мешки для хранения.

Осажденная в осадочных желобах 2-й стадии грубая глина, так наз. «бумажная глина» (шликкер) с влажностью в 35%, также идет в сушку, обычно в барабанные сушилки. После сушки при помощи отработанных газов шликкер выходит из сушилки в виде небольших кусков с 3—5% влажности.

Степень очистки глин. Описанная очистка глин, если судить по данным, полученным на разных заводах Европы, является весьма рациональным с точки зрения улучшения качеств обработанного материала, как видно из нижеследующих данных (стр. 750).

Из указанных анализов видны: повышенная огнеупорность, уменьшение содержания SiO_2, при повышенном содержании Al_2O_3.

Поверочные испытания в Англии. В виду слишком интенсивной рекламы со стороны Обществ «Электроосмос» различных стран, использующих патенты гр. Шверина, и слишком большой таинственности о результатах работы разных заводов и испытаний в специальной лаборатории в Берлине, интересно привести опытные данные, полученные в Англии с сырым материалом из Шодау.

В докладе Английскому Керамическому Обществу по поводу посещения завода в Шодау, помещенном в Transactions of the Ceramic Society. Vol. XXIV за 1924—1925 год, приведены сравнительные данные об образцах Шодаусской глины, очищенных путем осаждения при помощи Na_2SiO_3 и собирания взвешенных в растворе частиц, с образцами тех же глин, прошедших весь «электроосмосный процесс».

Размельченная глина, разболтанная в воде после прибавления Na_2SiO_3, пропускалась для удаления песка через сита (около 200 отверстий) и затем осаждалась до тех пор, пока вес одной пинты коллоидального раствора не достигал веса в 22,8 унций, вместо первоначального веса в 24 унции.

Сравнительный анализ таким образом осажденной глины с глиной подвергнутой электроосмосной очистке, дает следующие данные в %%:

	Глина, подвергнутая электроосмосу.	Глина, осажденная из раствора.
SiO_2	45,13	45,66
Al_2O_3	37,89	37,12
Fe_2O_3	0,94	0,87
CaO	0.48	0,46
MgO	0.29	$<$ 0,01
TiO_2	0,51	$<$ 0,01
K_2O	0,78	0,88
Na_2O	0,58	0,74
Потеря при нагревании	13,52	13.86
Огнеупорность	Конус № 36.	Конус № 36.
Температура плавления	1790 C°	1790 C°
Вычисленный анализ:		
Глины	90,2	88,5
Полевой шпат, слюда и т. д.	8,1	9,7
Окись железа	0.9	0,9
Известь	0.5	0,5

Указанный анализ подтверждает ранее высказанное мнение, что очистка глины происходит при осаждении частиц из раствора; электроосмосные машины же служат лишь для извлечения частиц из коллоидального раствора.

Расход электрического тока и производительность электроосмосных машин. В электроосмосные машины обычно пускается постоянный ток низкого напряжения от 80 и до 120 вольт, трансформируемый на заводе же из переменного тока высокого напряжения.

Расход тока в машинах значительно колеблется в зависимости от их величины на различных заводах. Для завода в Шодау средняя величина расхода — 17,5 KW на каждую машину (напряжение около 100 вольт). При производительности данных машин в 201 *кг* сухой глины в час расход тока на 1 тонну сухой глины определится 87,5 KWH.

Каждая электроосмосная машина в среднем перерабатывает около 6 *куб. м* взмученного раствора в час, при выходе из сырого материала (приблизительно):

Чистой глины	25%
Шликкера	12%
Песка	63%

Завод с установкой в 6 электроосмосных машин дает на практике годовую производительность в 10.000 *т* сухой глины и 5.000 *т* шликкера.

В английских Transactions of the Ceramic Society. Vol. XXIV (1924—25 г.) опубликованы проверочные испытания над глинами и отдельными стадиями всего процесса в Шодау.

С электроосмосной машины (рис. 3 и 4) брались куски листовой глины, которые вырезывались у середины барабана в виде прямоугольной пластинки размером в 10 × 25 *см*.

Испытания над указанными образцами в Англии показали, что выход в час глины из электроосмосной машины в килограммах сухого веса с 1 *кв. м* поверхности барабана	75 *кг*
Толщина листа влажной глины	3,2 *мм*
Выход из шести машин при беспрерывной работе в килограммах сухого веса	29000 *кг*

Нормальные данные за период в 24 часа непрерывной работы машин на новом заводе показывают следующий расход воды, в тоннах:

Вода, удаляемая с песком	7,78 тонн
» » со шликкером	10,76 »
» » с чистой глиной	20 »
Общее количество удаляемой воды	38,54 »
Вода, содержимая во влажных сырых материалах	25%
Вода, добавляемая ежесуточно в промыватели (2)	12 »

Понижение плотности взмученного раствора в разных стадиях процесса таково:

Пункт взятия пробы.	Градусы Боме.	Удельный вес.	Разность.
В начале осадочных желобов 2-й стадии	31,5	1,279	0,020
В конце осадочных каналов 2-й стадии	29,5	1,259	
Впереди электроосмосной машины	29,5	1.251	0,020
При выходе из электроосмосной машины	27,5	1,239	

Понижение удельного веса коллоидального раствора после прохождения через электроосмосные машины равно 0,020 на 1.220, откуда видно, что только $\frac{20 \times 100}{220} = 9{,}1\%$ взвешенного материала отделяется при прохождении через машины, остальная часть возвращается обратно для нового перемешивания.

Таким образом, электроосмосные машины являются весьма несовершенными приборами для извлечения частиц из коллоидальных растворов. Отметив, как было указано выше, что они не принимают непосредственного участия в самой очистке глины, следует сделать заключение, что рекламируемому электроосмосному способу «очистки» глины по патентам гр. Шверина приписывается больше того, что он может дать по существу.

14/III—1926 г.
Париж.

Заметки и Хроника.

В НАУЧНОМ ИНСТИТУТЕ ПО УДОБРЕНИЯМ. Деятельность Совета Н. И. У. за период времени с января по апрель с. г., выразилась в заслушании и обсуждении нижеследующих докладов:

5 января 1927 г., был заслушан доклад Л. Л. Балашева, на тему: **«Результаты опытов с удобрениями в Смоленской губ.»**. Основные выводы касаются действия норм фосфатов и навозного удобрения, сравнительного действия фосфатов на разных землях и длительности последействия удобрений. Работа в настоящее время печатается в «Трудах», НИУ.

12 января с. г., состоялся доклад **А. В. Казакова и Н. В. Овчининского, на тему: «Промразведка Егорьевских фосфоритовых залежей в сезон 1925 года»** [1]) Разведочными работами 1925 г. охвачена площадь около 250 *кв. км*, ограниченная с запада р. Москвой, с севера — левобережным ее притоком — р. Нетынкой, с востока — меридианом Егорьевского фосфоритного рудника и с юга — р. Окой.

На указанной площади проведены геолого-поисковые работы, после коих было приступлено к горно-техническим работам: бурению скважин, шурфовке и топографической с'емке. В результате указанных работ: 1) детально выявлено геологическое строение всего района; 2) окантурены западная и южная границы залежи; 3) произведено опробование фосфоритовых руд обоих горизонтов, при чем, наиболее выгодные в эксплоатационном отношении участки засняты и составлены карты в масштабе 1/10000, с горизонталями через каждые 2 метра.

Геологическое строение: основание изученного разреза представлено известняками Московского яруса, дающими здесь многочисленные естественные выхода. Покрывающая известняки черная слюдистая глина (*Oxf-Seq*), имеет мощность 12—18 *м* и непосредственно подстилает продуктивную толщу.

Фосфоритовый горизонт (*Prt*) представлен плотными черными желваками, залегающими частично в вышележащем глауконитовом песке, частично в черной глине; значительное количество хорошо сохранившейся фауны. Мощность варьирует от 0,30 до 0,80 *м*. Глауконитовый песок (*Aqv*), мощностью 1,25 — 1,60 *м*, иногда значительно глинистый. В верхней своей части часто фосфоритизован в виде глауконитового песчаника, изменчивой мощности, от 0,30 до 0,60 *м*. Рязанский фосфоритовый горизонт плитнякового габитуса, представляющего собой кварцево-глауконитовый песчаник, мощностью от 0,5 до 0,7 *м*. Покрывающие *Rz* горизонт тонкие слюдистые немые пески достигают значительной мощности на водоразделах, до 10—12 *м*.

Послетретичные отложения представлены аллювиальными песками и глинами, флювиогласиальными отложениями, делювием и изредка мореной.

Горно-технические работы: всего проведено 303 бур. скважин, общей длиной 2100 *м* и 18 шурфов, для опробования залежи. Продуктивная толща шурфов подвергалась механическому обогащению (грохочение, промывка, размол) и последующему химическому анализу. Полученные цифры продуктивности содержания фосфорной кислоты послужили основанием для подсчета запасов и оценки месторождения.

Топографические работы: пройдено 5 *км* нивелир. ходов и 30 *км* тахеометрической с'емки. Составлено 4 планшета (общ. пл. 80,819 *кв. км*), в масштабе 1/10000 и сборный план в масштабе 1/25000. Общая стоимость разведочных работ 12598 р.

Выводы: 1. Продуктивность фосфоритовой залежи на всем обследованном районе оказалась довольно разнообразной и определялась для *Prt* фосфор. слоя 275 *кг/м²* или 70 *пд/сж²* и для *Rz* фосфор. слоя — 540 *кг/м²* или 150 *пд/сж²*, при пересчете на мытый фосфорит более 3 *мм*.

2. Общие разведанные в 1925 г. запасы к югу от р. Медведки, определяются цифрами: для *Prt* фосфор. слоя — 9915 тысяч *т*; для *Rz* фосфор. слоя — 17148 тысяч *т*. Всего 27.063.000 *т*.

3. По глубине залегания [2]) эти запасы распределяются:

Вскрыша над фосф. слоем . .	0	19,0%
	до 3 *м*	2,9%
	3— 6 „	22,0%
	6—10 „	33,6%
	10—15 „	22,5%
		100,0%

[1]) Предвар. сообщ. в № 3, «Минеральное сырье», 1927 г.

[2]) Правая зона с одним *Prt* слоем, без сохранившегося *Rz* слоя.

4. Средняя взвешенная глубина залегания *Rz* фосфор. слоя, по районам, колеблется от 4 до 9 *м*, а всего для разведанного в 1925 г. района, с запасом в 27.063 тыс. *т* фосфорита, определяется в 8,08 метра.

5. Качество фосфорита после мойки на бутарах или грохотах (без последующего механ. обогащения) определяется:

	P_2O_5
Фосф. слой с фосфоритом более 3 *мм*	20—22%
» » » » » 10 »	25—26%
» » » » » 10—14 *мм* . . .	20%

6. Являясь единственным источником сырья для производства суперфосфата в Центрально-Пром. Обл. и представляя большие возможности экономически выгодной эксплоатации, Егорьевское месторождение имеет благоприятные природные данные для значительного развития добычных работ, в масштабе, во много раз превышающем работы существующего рудника.

19-го января с. г., заслушан доклад **А. В. Отрыганьева**, на тему: **«Вопросы удобрения в области табаководства»**. Табак является растением, которое скорее, чем другие окупает расходы на удобрения. Кроме повышения урожайности, применение тех или других удобрений отзывается на качестве листьев табака. Как общее правило, урожай от применения фосфатных удобрений повышался в 3—3,5 раза. Качество листа очень повышается от *P*, затем от *N*.

В том же заседании был заслушан доклад **Н. И. Курбатова. «Средне-азиатская станция удобрений»**. До 1925 г. вопрос о применении удобрений в Средней Азии был почти, открытым. В 1925 г. Хлопком почти заново поднял вопрос о применений удобрений под хлопок. Имеется лаборатория, опытное поле и сеть опытных учреждений НКЗ и семенных хозяйств Хлопкома. В настоящее время работы ведутся, главным образом, по вопросу о потребности хлопка в различных питательных веществах, в различные моменты вегетации; ведутся также работы по микробиологии, по выяснению влияния скоплений серы в почвах и проч. Полевые опыты ведутся с хлопком и люцерной. Изучаются местные агрономические руды (фосфорит, селитра, сера).

Председатель, проф. Э. В. Брицке, отметил важность обратить внимание ВСНХ на увеличивающийся в Средней Азии спрос на удобрения, с целью организации тукоснабжения этих районов в бо́льших количествах.

26/I, состоялся доклад **Н. Д. Смирнова**, на тему: **«Сравнение фосфоритов различных залеганий и влияние тонкости помола на использование фосфорита»**.

Схема опыта: без удобрения, $N(NaNO_3)$, $P(Na_2HPO_4)$, $N+P$ $(NaNO_3+Na_2HPO_4)$ и 5 фракций фосфорита на фоне $N(NaNO_3)$,

Размеры фракций по годам:

1919 и 1920 г.	1924 и частично 1926 г.	1925 и частично 1926 г.
I. . . . . 0,6 —0,2 *мм*	0,5 —0,3 *мм*	0,5 —0,3 *мм*
II. . . . 0,2 —0,08 »	0,3 0,1 »	0,3 —0,1 »
III. . . . . 0,08—0,05 »	0,1 — 0,07 »	0,1 —0,05 »
IV. . . . . 0,05—0,01 »	0,07—0,01 »	0,05—0,01 »
0,01 »	0,01 »	0,01 »

Способы приготовления фракций: три первые — путем отсеивания на ситах, две мелких — путем отмучивания.

Почвы в 1919, 1920 и 1921 г.г.—деградированный чернозем, в 1925 и в 1926 г.г., кроме чернозема — среднеподзолистая глинистая почва с Долгопрудн. Опытн. Поля.

Расстения: на черноземе — просо, на подзолистой почве — овес. Результаты: повышение усвояемости с увеличением тонкости помола за все 5 лет. Это повышение начиналось с первых стадий развития.

Абсолютная величина эффекта:

а) Тонкость помола всегда сопровождается повышением эффекта; в) Степень повышения по отдельным годам не одинакова,

В 1925 году максимальный эффект по фосфориту на черноземе слабее, чем по Na_2HPO_4, на подзоле — фосфорит превышал Na_2HPO_4.

В общем можно сказать, что заметное повышение действия фосфорита наступает, начиная с III или IV фракций, т.-е. 0,1—0,05 *мм*.

Сравнение фосфоритов между собой:

Фосфориты по усвояемости можно разбить на группы: 1) хорошо усвояемые и 2) плохо усвояемые.

Хорошо усвояемые:
Брянский;
Шигровский;
Вятский;
Егорьевский портл.
Чембаровский;
Кролевецкий;
Кинешемский.

Плохо усвояемые:
Подольский;
Уральский;
Апатит.
Из иностранных:
Флоридский;
Тенессийский.

Кроме этих двух групп, имеется группа фосфоритов с неопределенной усвояемостью. Сюда, из бывших в опытах, относятся: Донецкий, Ульяновский, Спасский, Егорьевский, Рязанский, Кинешемский (цементированный). Эта группа требует дообследования. Опыты на подзолистой почве, для достоверности, также должны быть продолжены.

После доклада Д. **Н. Смирнова**, руководитель работ проф. **А. Н. Лебедянцев**, сделал общее резюме: Поставленный вопрос можно считать решенным. Можно определенно сказать, что 1) различные фосфориты различно усвояемы и 2) тонкость помола имеет большое значение. Кроме того, можно сказать, что южные почвы требуют более мелкого помола, чем северные; почему стандартизировать фосфориты нужно по районам. Фосфаты могут быть заменены фосфоритами на севере. В дальнейшей работе в этом направлении необходим тесный контакт с работами Горно-Геологического Отдела Н. И. У.

Д. Н. Прянишников указал, что, хотя окончательный ответ на поставленные вопросы будет дан полевыми опытами, но это не умаляет ценности опытов вегетационных, проведенных с исключительной тщательностью.

2/II состоялся доклад **М. П. Фивега. «Разведочные и эксплоатационные работы на Антоново-Липовском месторождении, на Урале, за сезон 1926 года».** Разведочные работы НИУ (на средства Сев. Химтреста) летом 1925 г. имели целью: а) нахождение новых неглубоко залегающих россыпей с промышленными скоплениями фосфоритов, на площади между Липовским и Антоновкой; б) возможно детальное изучение характера строения уже разрабатываемых россыпей. Шахматной сетью дудок и неглубоких буровых скважин были обнаружены только три новых скопления фосфоритов. Эти скопления были детально разведаны Северохимом зимою 25—26 г.г. Скопление у Липовского, после разведки, целиком выработано старателями, на другом — у Антоновки — разрабатывается открытым разрезом.

Разведками Северохима у Малого Липовского железного рудника промышленных скоплений фосфорита не обнаружено. Старательскими разведками найдено новое месторождение около «Редки Сосновки» (на пашне Фоминых) у Липовского, с чрезвычайно богатой рудой, средние пробы которой дали следующее содержание (после сухого грохочения):

P_2O_5	37,78%	33,57%	36,00%
Fe_2O_3	1,55%	0,58%	0,88%
Al_2O_3	1,09%	1,37%	1,68%

В отсеве — P_2O_5 — 10,56%; Fe_2O_3 — 4,3%; Al_2O_3 — 6,81%.

Разведка дудками произведена только до воды на глубине 4 *м.*

Поверхностные участки всех известных россыпей уже разработаны. Для дальнейшего развития добычных работ необходимы: а) разведки более глубоких участков россыпей, б) организация рационального насосного хозяйства. Без быстрого оборудования водоотлива, производственный план на 26—27 г.г. (1800 *т*) не будет выполнен. Для дальнейшего развития добычных работ имеются запасы 3-й и 4-й саж. разреза № 3 (в ельнике у реки Бобровки). Дальнейшие разведочные работы должны быть организованы техническим аппаратом по плану, выработанному НИУ.

В обмене мнений по докладу **А. В. Казаков** указал, что интерес к этим месторождениям понизился: залегания очень пестрые, шахтный метод здесь груб, нужно было бы сделать несколько скважин глубокого бурения; перспективы на дальнейшие успехи очень малы.

Председатель проф. **Э. В. Брицке** отметил, интерес Уральского месторождения в теоретическом отношении (генезисом его очень интересовался Я. В. Самойлов), но практическое значение месторождения невелико.

На том же заседании был сделан **В. В. Геммерлингом, Д. Л. Аскинази, Н. П. Ремезовым** и **Д. В. Дружининым** ряд сообщений: **«О почвенном с'езде в Ленинграде».**

Всесоюзный с'езд почвоведов, бывший в Ленинграде 5—14 января, носил характер, в значительной степени, подготовительного с'езда к Международному почвенному с'езду в Вашингтоне летом текущего года. На этом Международном с'езде уделяется большое внимание русским работам: выделен особый «русский день». На с'езд из СССР везется большой демонстративный материал, который будет оставлен в Америке, а на следующий Международный с'езд, который предполагается в СССР в 1930 г., Америка предлагает привезти в обмен свои коллекции. Основные доклады, сделанные на общих собраниях с'езда и отражающие в себе итоги работ за 50 лет, будут представлены в Вашингтоне.

Далее были сообщены наиболее интересные моменты из работ различных секций с'езда, которые будут вскоре напечатаны в Трудах С'езда.

9/II—27, был заслушан доклад **А. С. Разумова и А. Н. Наумовой**, на тему: **«О работах микробиологического п/отдела НИУ на Долгопрудном опытном поле»**. Известь в первый год действия на дозах 150—300 пуд./дес., в большинстве случаев. действует благоприятно на почвенную микрофлору. Максимальная доза в 1500 пуд. действует угнетающе, по крайней мере, в первую половину лета. Известь на 2—4 года действия не только не вредит даже в максимальной дозе, но на ней наблюдается повышение количества азотабактера и нитрификаторов. За указанный период нельзя все-таки отметить на удобренных делянках каких-либо микробиологически закрепленных, признаков.

Наблюдения за 2 года на тему **«Сроки внесения фосфорита»**, не дали никаких указаний на биологическую ретроградацию фосфорной кислоты. Представляется более вероятным предполагать процессы восстановления фосфатов, как причину потерь фосфорной кислоты. Колебания в числе бактерий на этом поле показывают бо́льшую зависимость от обработки поля, нежели от химических ингредиентов.

16-го февраля состоялся доклад **М. П. Фивега «Промразведка сеноманских фосфоритов Мальцевского района в С.-В. части Брянской губернии в сезон 1926 г.»**. Работы в Бежецком уезде, Брянск. губ. вызваны необходимостью нахождения в центре европейской части СССР бо́льших запасов фосфоритовых руд, добычу которых возможно было бы осуществить при помощи открытых работ (для снабжения мукой Смоленской, Брянской, Калужской и Орловской губ.).

В районе левобережья Десны ледниковыми водами уничтожены на бо́льших площадях породы, покрывающие фосфориты, содержащие сеноманские пески; в силу этого, большие запасы фосфоритовых руд именно, в этом районе сделались легко доступными для разработки.

На этой, сильно эродированной площади, произведена геологическая с'емка, захватившая 880 *км* для детального картирования сеномана и выявления площадей, удобных для эксплоатации.

Разведочные работы на площади, предварительно заснятой топографически, в масштабе 1/10.000 (48 *км*), были организованы в двух районах: 1-ом — севернее Мальцевского цементного завода, по левому коренному бе́регу р. Болвы от дер. Боровки до р. Овсорока. 2-м — от ст. Радица Стеклянная до дер. Пастушья.

В пределах разведанных районов выделен ряд участков, общей площадью 13 *км*, вполне пригодных для организации добычи, при вскрыше максимум 10 *м*. На этой площади разведаны запасы 6.425.000 тонн.

По зонам вскрыши они распределяются следующим образом:

0—3 *м.* . . .	2018,8	тысяч	тонн
3—6 » . . .	2232,6	»	»
6—9 » . . .	1174,0	»	»

Фосфорит приурочен к толще сеноманских песков и представлен тремя рудными горизонтами.

I (верхний) на границе сеномана и турона, чаще представлен рудою с продуктивностью 194—200 *кг* (*м*²) при сухом отсеве на грохоте с отверстием больше $^1/_8$" ,с содержанием в руде P_2O_5 17—18%). II (средний горизонт)—в форме отдельных желваков песчанистого фосфорита, с продуктивностью (желваки *больше* $^1/_8$") 448—250 *кг*/*м*², при содержании P_2O_5 9—16%. III (нижний горизонт) залегает на границе с аптом, представлен морскими гальками серого, плотного, глинистого фосфорита, с содержанием P_2O_5 , в отдельных желваках, до 25%; средние пробы руды, после сухого отсева, давали до 21% P_2O_5. Продуктивность этого горизонта сильно колеблется; в районе дер. Козелкина достигает максимальной цифры 314 *кг*/*м*². На всей площади разведок запас по горизонтам распределяется следующим образом:

Для 1-го горизонта	819,2	тысяч	тонн
» 2-го »	4109,0	»	»
» 3-го »	1222,9	»	»

Весь разведанный запас может быть добыт с вскрышей максимум 10 *м*. Организацией же комбинированной добычи фосфорита с мелом и опокой запас может быть значительно расширен.

Площадь Брянских фосфоритовых месторождений, находящаяся в столь исключительных геологических условиях, с колоссальным запасом легко добываемых руд, может явиться местом организации крупной фосфорит-перерабатывающей промышленности.

Председатель проф. **Э. В. Брицке** в заключительном слове отметил, что в рассматриваемом районе мы имеем очень интересное месторождение, с экономической стороны, для массового получения фосфоритной муки, которой можно обслуживать большой район. Пока нужно стремиться к постановке мельниц и итти по линии использования аппаратур местных заводов. Работа очень своевременная, что, между прочим, было отмечено и только что закрывшимся Всесоюзным Агрономическим Совещанием при НИУ.

29/II—27 был заслушан доклад: **«Насыщение севооборота удобрениями и под'ем урожаев» В. П. Кочеткова.** При внесении туков в недостаточном количестве, несоответствующем выносу питательных элементов урожаями, почва к концу севооборота или даже раньше, возвращается к первоначальному состоянию плодородия. Как показывает опыт заграничных хозяйств и опытных учреждений, систематическое поднятие плодородия почвы требует не только возмещения выноса за севооборот, но и обогащения почвы некоторым избытком, главным образом, в отношении азота и фосфора. Калийный голод обыкновенно наступает в последнюю очередь, но при интенсивном хозяйстве необходимо и возмещение калия, хотя и в количестве меньшем чем вынос. Короткие опыты удобрения, однолетние или даже при учете последействия за 2—3 года, не могут дать ответа на вопрос влияния удобрения на прогрессивное повышение плодородия почвы. Только длительные многолетние опыты на одном и том же участке могут осветить этот вопрос. Докладчик иллюстрировал это положение рядом данных иностранных опытных учреждений.

Организация длительных опытов по программе, позволяющей по истечении известного времени сделать выводы о влиянии доз и комбинаций удобрений на устойчивое плодородие почвы, является насущной очередной задачей наших опытных учреждений.

На том же заседании был заслушан доклад **Л. Л. Балашева «К вопросу о последействии удобрений».** При анализе технических эффектов от тех или иных приемов полеводства и при оценке выгодности применения удобрений на вопросы последействия обращается недостаточное внимание. Сила последействия иногда превышает силу прямого действия, даже через несколько лет после внесения навоза. Опыты указывают, что последействие основных приемов обработки (культурные пары) ничтожно уже на второй культуре. Ряд опытов свидетельствует о том, что последействие фосфоритов еще сильнее и длительнее, чем последействие навоза.

Большинство опытов с удобрениями, проводящихся в трехполье и других кратких севооборотах, характеризуют лишь эффект удобрения в данном севообороте при данной повторности внесения удобрения, но не дают ясного представления о силе действия удобрения на те или иные культуры.

Опыты с удобрениями вне вопросов изучения севооборота должны ставиться в многопольных севооборотах с учетом последействия на всех его культурах.

2-го марта состоялся доклад **Н. К. Кудрявцева и Н. А. Богомолова «Работы Менделеевского Опытного Поля по вопросам минеральных удобрений». Н. К. Кудрявцев** сообщил общую программу работ Пермской Опытной станции и Менделеевского Опытного Поля. **Н. А. Богомолов** доложил подробно результаты опытов Менделеевского Опытного Поля по вопросам применения минеральных удобрений. Основные выводы: 1) известкование — необходимая предпосылка для проявления действия суперфосфата. 2) Навоз и суперфосфат почти соответствует полному навозному удобрению.

В том же заседании **А. П. Левицкий** сообщил **«О результатах расширенной сессии Ученого Бюро при Опытном Отделе Наркомзема в Ленинграде 15—22-го февраля с. г.».**

9/III, был заслушан доклад **С. В. Щерба «Результаты опытов с фосфоритованием на Долгопрудном опытном поле и участках Сети»:** Трехлетние опыты с дозами фосфоритовой муки показывают, что на тяжелых почвах (Долгопрудное опытное поле и Крюковский опытный участок) все дозы фосфорита, вносимого в пару, дают крупные прибавки урожая ржи (50% и выше).

Высокие дозы фосфоритовой муки, кроме своего прямого действия косвенно улучшают азотистое питание, усиливая нитрификацию. Фосфоритовая мука усиливает кущение, увеличивает крупность зерна ржи и улучшает ботанический

состав клеверного сена. Учет рентабельности применения фосфоритовой муки под рожь показывает, что в условиях Московской губернии все дозы ее на тяжелых почвах окупаются в первый год. При учете рентабельности за три года наибольший чистый доход на десятину (160—240 п.) получается при дозе 100 п. фосфоритовой муки (18 п. P_2O_5).

16/III—27 г., состоялся доклад **И. М. Курмана «О поисковых работах на фосфориты вдоль ж.-д. линии Вятка—Котлас и в низовьях р. Вычегды».**

В общем плане снабжения севера европейской части СССР (губ. Вологодской, Архангельской, Северо-Двинской и Обл. Коми) фосфоритными удобрениями из центральных фосфоритовых месторождений встречаются затруднения экономического характера. Поэтому, значительный интерес представляет нахождение фосфоритового месторождения промышленного значения в бассейне р. Северной Двины, прорезающей своими судоходными притоками вышеуказанные губернии. Преимущественное расположение земледельческих площадей как раз по берегам этих рек позволяет удобно разрешить в этом направлении транспортную проблему, сильно облегчая зависимость от существующей крайне редкой здесь ж.-д. сети. Береговая полоса р. Вычегды и район вдоль ж.-д. линии Вятка—Котлас, представляли с этой точки зрения первоочередный интерес.

Работы начались с района ст. Юрья, Пермской ж. д., постепенно продвигаясь к северо-западу вдоль полотна и захватывая полосу в 15—40 *км* по обе стороны от ж. д., доступные водораздельные участки исследовались буровыми, которых в районе пройдено до 50 штук. Вообще, говоря, район крайне неблагоприятен для геологических исследований, вследствие своей лесистости, малонаселенности и отсутствия дорог, не говоря уже о характере речных долин, дающих обнажения только пестроцветных пород.

Основной массив всего района сложен породами пестроцветной толщи нижн. триаса (*T*). Юрские породы, участвующие в геологическом строении местности, сохранились в виде более или менее значительных островов на более возвышенных, в настоящее время, доступных пунктах водоразделов. Главная масса юрских пород относится к нижн. киммериджу с Cardioceras Katechini, Belemnites breviatus и др., который выражен темно-серыми почти черными слюдистыми глинами. Нижняя часть этих отложений, прощупанная буровыми, петрографически несколько отлична, повидимому, относится к верхнему оксфорду. Существовал, повидимому, и верхний киммеридж, впоследствии размытый, так как встречены отдельные фосфоритовые желваки, содержащие Aulacostephanus eudoxus. Кое-где сохранились отложения Н.-Волжского яруса (серые песчаные глины с Aucella Pallas. О более древних келловейских осадках определенно сказать *ничего нельзя, возможно, что к келловею относятся* мелкозернистые слюдистые пески, налегающие непосредственно на пестроцветные породы, неоднократно встреченные в буровых. Обращаясь к более юным осадкам, приходится отметить, что о существовании таковых в этом районе до сих пор сведений не имелось. Не удалось и нам их констатировать, но некоторые косвенные признаки указывают на возможность их существования. На бичевнике среднего течения р. Молмы около с. Н.-Волманги нами были найдены, в довольно значительном количестве, фосфоритизированные обломки нескольких аммонитов (Simb. coronetiformus, S. elatus и др.). Кроме того, на бичевнике р. Лузы около хутора Порозова, среди небольшой россыпи фосфоритов, был найден фосфоритизированный экземпляр Aucella Sasunovvi.

Все эти ископаемые не носят следов воздействия ледника и за валуны вряд ли могут быть приняты; так, что не исключена возможность, что на самых возвышенных пунктах Волжско-Двинского водораздела (верх. Моломы) могли сохраниться небольшие островки неокома, откуда и ведут свое происхождение вышеупомянутые ископаемые. Коренные породы прикрыты довольно мощным комплексом ледниковых образований, особенно развитых на сильно заболоченных, трудно доступных, водораздельных пространствах. Район интересен в научном отношении, но в смысле промышленном нужно признать, что пока мы не имеем надежного источника фосфоритов для снабжения всего севера. Работа производилась на средства Сев. Хим. Треста, которым было ассигновано на разведки всего 6.000 рублей с таким условием, что, если разведка не даст благоприятных промышленных результатов, то выплачивается $^2/_3$ этой суммы. Так как залежей фосфоритов промышленного характера не оказалось, то на работы было затрачено около 4.000 руб.

23/III—27 г. состоялся доклад проф. **Д. Н. Прянишникова «О нормах азотных удобрений».** Обычная в наших опытах доза — 6 пудов селитры, не имеет никаких оснований, с точки зрения аналитического подхода, к разрешению вопроса определения потребности почвы в удобрении и о замене (или дополнении) навозного удобрения минеральным, так как при этом дается такое количество азота (6 пуд. на десятину), которое не отвечает ни протребностям расте-

ния, ни содержанию азота в обычных дозах навоза. Вследствие этого, мы не знаем как следует, какие стороны действия навоза играют главную роль в нечерноземной полосе, не знаем также полного действия фосфоритов и калийных солей, ибо они не испытывались на должном фоне по отношению к азоту. Не только в опытном деле, но и при хозяйственном применении 6-пудовая норма не имеет за собой оснований для условий нечерноземной полосы; по крайней мере в Германии пришли к выводу, что лучше удобрить мéньшую площадь при хорошей дозе салитры (например, 18 пудов на десятину), чем вносить на большие площадки недостаточные ее количества. Эти выводы относятся к почвам, бедным азотом, но заправленным калием и фосфором. Если эти все данные наблюдаются у нас (для чего необходимы опыты с возрастающим количеством селитры), то придется сделать вывод, что селитра или будет применяться в бóльших количествах, чем это делалось до сих пор, или вовсе не будет применяться (если соотношение цен будет невыгодным), но 6-пудовая норма не имеет за собой никаких доводов не только в опытном деле, но и в случае хозяйственного ее применения.

Для черноземной полосы вопрос может получить иное решение, но во всяком случае и там необходимо изучение различных доз селитры, включая нормы, отвечающие навозному удобрению, по расчету на весь севооборот.

В том же заседании был заслушан доклад **А. Н. Вольской «Опыты с азотистыми удобрениями на Долгопрудном опытном поле и участках Сети за 1925—1926 г.г.».** 1. Задачей опытов с азотистыми удобрениями было установление удобрительного значения различных аммиачных солей $(NH_4)_2SO_4$, NH_4NO_3, NH_4Cl, NH_4HCO_3, как источников азота для растений, по сравнению с чилийской селитрой. 2. Результаты опытов в полевых условиях 1925—1926 г.г. и при культурах овсе и картофеле, обнаружили следующее: а) Все азотистые удобрения, не исключая и чилийской селитры, проявили на фосфорно-калийном фоне не особенное высокое действие на урожае яровых. б) Все аммиачные соли не отставали, однако, по своему удобрительному действию от действий чилийской селитры, а некоторые из них оказались даже лучше чилийской селитры. в) На первом месте по удобрительному значению оказалось $(NH_4)_2SO_4$ и NH_4NO_3, затем идут чилийская селитра, жидкий аммиак и $CaCN_2$, и в конце следует поставить NH_4Cl, и NH_4HCO_3, удобрительный эффект которых в половине случаев был ниже чилийской селитры, в половине — выше.

С. П. Лебедев.

МЕСТОРОЖДНИЯ КАЛИЕВЫХ СОЛЕЙ В КАТАЛОНИИ (ИСПАНИЯ). В связи с тем интересом, который имеют результаты разведок на калиевые соли в Соликамском у., не безынтересно ознакомиться с тем, что представляют собой открытые в 1912 г. и разведанные Испанским Геологическим Институтом соляные месторождения в Каталонии. Сводка сведений по этим месторождениям опубликована в последнее время проф. Юнгом (J. Jung. Le bassin potassique de Catalogne; Revue de l'industrie minerale 1926. 15 oct. N 140).

Калийные соли залегают среди олигоценовых отложений между Пиренеями и прибрежной цепью Каталонских гор; мощность олигоценовых отложений достигает колоссальных размеров до 2.000 *м*. В этой толще имеются две калийные зоны, одна верхняя в 60—70 *м* мощн., покрываемая мергелями и прослоями каменной соли и ангидрита (40—50 *м*), отделенная от нижней калийной зоны (0—8 *м*) слоем каменной соли 200—300 *м* мощн.; нижняя калийная зона подстилается слоем ангидрита и гипса (2—10 *м*); ниже идут эоценовые морские отложения; соляные залежи, мощностью в несколько сот метров, лежат непосредственно на эоцене.

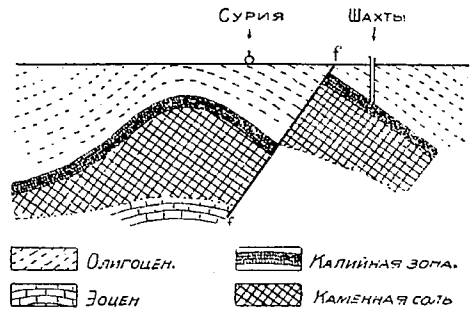


Рис. 1. Разрез через район Сурии.

Промышленное значение имеет только верхняя зона; соли отложились в центре лагуны, вытянутой в длину; по краям соленосные отложения слагаются береговыми конгломератами. Этим также устанавливается большое сходство каталонских олигоценовых отложений с такими же отложениями Эльзаса, где мощность олигоценовых отложений также измеряется в 2 000 *м*.

В отношении условий эксплоатации оба района резко различны, благодаря глубоким различиям в тектонике.

Каталонские соленосные отложения были смяты в складки в миоцене. Хотя эти изгибы не были очень велики, тектонические процессы произвели сильнейшее

воздействие на пластичные соляные массы; как общее правило, антиклинальные полосы узки, синклинальные — широки и настолько пологи, что местность кажется почти совершенно ровной. По северному краю бассейна в области антиклиналов появляются, благодаря уменьшенной мощности олигоцена, эоцен, мел, юра или триас. В калийных областях мощность олигоценов так велика, что основание не появляется на осях антиклиналов.

Характерно быстрое поднятие оси антиклиналов по простиранию и затем быстрое погружение ее; этим обусловлено присутствие удлиненных холмов вместо сплошных гребней.

Лучше всего была разведана глубоким бурением и геофизическими методами восточная группа складок, к северу от Манресса по рио Кардона, где имеются три антиклинала: 1) Каллуса, 2) Сури и 3) Кардоны; четвертый антиклинал находится вне области развития калийных отложений. В промежуточных широких синклиналях калийные соли находятся на большой глубине. Детали тектоники сложны и пока мало изучены. Эта сложность повторяется вообще во всех областях, где дислоцированы мощные соляные залежи (соляная тектоника).

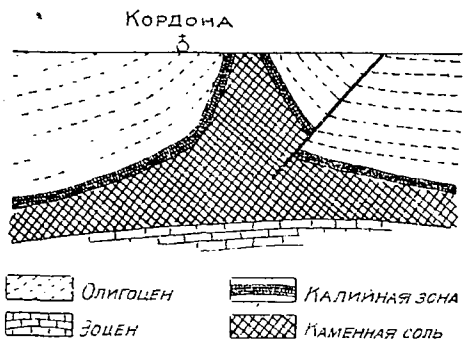


Рис. 2. Разрез через район Кордоны.

Известно, что в очень мощных массах соль играет роль пластичного тела и может ин'ецироваться из коренного месторождения вплоть до поверхности сквозь слои вышележащих пород; примеры такого рода «диапировых» складок, соляных «холмов», «прорезанных» антиклиналей, «эклективных» складок. «экзем», изучены в Ганновере, Техасе, Луизиане, Румынии, Сев. Америке.

Соляные массы Каталонии часто представлены, как интрузивные массы; в антиклиналях эти массы как раз находятся в местах расположения упомянутых выше холмов, куда соль ин'ецировалась, прорезывая покров из мергеля; иногда она не вполне доходит до поверхности (рудник Сурии, рис. 1), в других случаях достигает поверхности (около Кардоны, рис. 2); однако, в Каталонии ин'екция соли во всяком случае не проявлялась особенно интенсивно.

Глубокие бурения в районе Сурии и Каллюса обнаружили следующие условия залегания солей и кроющих их пород:

	Антиклиналь	Синклиналь.	Антиклиналь	Синклиналь.
	Коллюса.		Сурии.	
Мощность покрова . .	395	528	234	375
Мощн. соляной толщи .	470	267	794	286

Утолщения соляной толщи местами еще более поразительны; одна из буровых скважин встретила соль на глубине 233 *м* и не вышла из нее на глубине 1 200 *м*.

В настоящее время идет добыча соли, главным образом, в двух районах — Сурии и Кардоне.

В Сурии добыча ведется об-вом «Sociedad de las minas de potassa de Suria», большая часть капиталов которого принадлежит об-ву Сольвей; им заложена шахта на вершине «экземы», она прошла от 0 до 180 *м* мергеля, внизу более или менее соленые, от 180 до 254 *м* калийную зону и каменную соль. В калийной зоне пройдено 20 *м* карналлита со сред. сод. 10% K_2O и 8 *м* сильвинита с содержанием 20% K_2O. Эксплоатация производится в этих трех горизонтах на глубине 227, 277, 327 *м*. Узкоколейка соединяет копь со ст. Монресса, оттуда идет широкая колея в Барселону.

В Кардоне соли выступают на поверхность; здесь каменная соль добывалась издревле.

После методических поисков найдены были калийные соли. Месторождение Кардоны в особенности интересно, в том отношении, что здесь соль прорвала мергеля и, дойдя до поверхности земли, образовала «соляную гору», правда, едва заметную в рельефе; вследствие выщелачивания, здесь часто образовывались углубления; наряду с древними эксплоатационными ямами имеются многочисленные воронки провалов. В обнажениях прекрасно видны складки, образованные в соли при ее поднятии.

Месторождение Кардоны менее ценно, чем Сурии; добыча калийных солей не начиналась. Однако, несколько глубоких бурений «Compagnie generale des explosifs» установили значение и богатство этого месторождения.

Мощность и богатство калийной зоны меняется в связи как с первичными условиями отложения солей, так и с тектоническими причинами. В среднем мощность этой зоны 70 *м*, в ней присутствуют наряду с калийными солями также и каменная соль.

Калийные соли расположены закономерно: вверху — смесь сильвина KCl и карналлита $MgCl_2 \cdot KCl \cdot 6H_2O$ по середине — карналлита, в основании — сильвина; самые прослои каменной соли также содержат примесь калия.

Средний тип калийной зоны каталонского бассейна представлен буровой скважиной Лларделлы:

Глубина.	Мощн. слоя.	Содерж. K_2O.	Минеральный состав.
1 522	0,13	13,50%	карналлит.
	0,35	19,03	карналлит и сильвин.
	0,25	9,15	карналлит.
	0,97	29,30	карналлит и сильвин.
	0,54	27,81	карналлит.
	4,37	13,56	
	6,54	16,10	карналлит и сильвин.
	0,82	14,76	
	0,41	13,04	
	3,19	10,24	
	2,57	7,02	
	0,33	8,02	
	0,71	11,03	
	3,55	8,36	карналлит.
	1,62	9,02	
	0,59	7,08	
	4,32	7,30	
	3,53	9,50	
	0,35	11,36	
	3,80	34,16	
1592	2,48	22,10	сильвин.

Таким образом, в основании имеется 6,28 *м* сильвина со средн. сод. K_2O 30%.

Карналлитовая толща в общем — 20 *м*, с содержанием K_2O 9% — 10%.

Названная верхняя часть, карналлитово-сильвиновая, 6 — 7 *м* мощн., в средн. содержит 15 — 17% K_2O.

Всего на 70 *м* калийной зоны имеется 34 *м* продуктивных калийных слоев со средн. содержанием 14,62% K_2O или 5 *м* толщи в пересчете на чистый K_2O.

Сульфатов очень мало, что резко отличает месторождения Испании от Германии, но зато об'единяет их с Эльзасскими, где также главную роль играют сильвин и карналлит; однако, в Эльзасе сильвин значительно преобладает над карналлитом.

Разведки ограничивают область распространения калийных солей в 330 *кв. км.* на которых имеются их промышленные запасы. Действительный запас может быть признан пока лишь для Сурии, где залежи калийных солей прослежены на протяжении 15 *км* в длину, 4 — 5 *км* в ширину, всего 67 *кв. км*; калийные соли лежат на глубине 200 — 800 *м*; если взять ½ принятой выше мощности калийных солей, для одной только области Сурии получается запас в 268 миллионов тонн K_2O. Месторождение таким образом имеет исключительное значение.

«Однако, экономические причины, — говорит Юнг, — в частности вопросы транспорта, повидимому, будут препятствовать быстрому использованию этой области».

Литература: 1) K. Schmidt. Mitteilungen über die Kalisalzlagerstätte in Katalonien. Eclogea geol. Helvetiae, t. XVII. 1922. (Библиография более ранних работ).

2) A. Mari. Investigasianes en la cuenca potassica de Cataluna. Bol. del Inst. Geol. de Espana 1923. 3 e-S. I. IV.

3) Idem. Le bassin potassique espagnol. Comptes rendus du XIII Congrès geol. Intern. 1922. 3-e vol.

4) Idem. Livre-guide des excursions du XIV Congrès geol. Int. Excursions C_3 et C_4 Madrid. 1296.

В. Т.

ПЕРЕРАБОТКА ПОЛЕВОГО ШПАТА В ТЕНЕССИ. Для нашей полевошпатовой промышленности не безинтересны те сведения, которые сообщает в своей статье химик Геологического комитета в Тенесси Д. Ф. Фаррар. (Grinding Feldspar in Tenessi, Engin. and Min. Journ. 1926, 30 Okt.), посетивший месторождения калиевого полевого шпата в районе С. Каролины, вдоль западного края ее, и места нахождения заводов для переработки его в Тенесси.

Калиевый полевой шпат широко используется в фарфорово-фаянсовом, черепичатом, стекольном и др. производствах. В С. А. С. Ш. в течении последних лет, добывали и обрабатывали для продажи 150 000—160 000 тонн полевого шпата в год. Главными местами его добычи были районы Митчелли, Аверни и Янсен, вдоль западного края С. Каролины, где он присутствует в больших массах в пегматитах. Большей частью добывается вручную и грузится в вагоны для отправки за 50 миль в Эрвин (Теннесси). В Эрвине имеются три дробильные заводы и кроме того один в Бристоле. Эти два крупные промышленные центры восточной части Теннесси имеют прекрасные железнодорожные пути сообщения, богатые запасы водной и электрической энергии—три главных фактора, необходимых для развития промышленности. Эта область дает около трети всей добычи полевого шпата в С. А. С. Ш.

Полевой шпат, поступающий на дробильные заводы, имеет вид крупных кристаллических зерен, обычно 7—10 *см* в поперечнике, иногда до 0,6 *м*, частью в виде отдельных, хорошо образованных кристаллов.

Так как эти куски слишком велики для того, чтобы непосредственно итти в продажу, их предварительно пропускают через дробильные заводы.

Химический состав полевых шпатов данного района следующий:

	A	*B*	*C*	*D*	200 отв.	Теор.
SiO_2 . . .	63,26	63,64	63,30	64,38	65,10	64,70
Al_2O_3 . .	20,82	20,54	30,72	22,38	20,38	18,14
K_2O . .	8,27	10,08	14.77	10,36	11,16	16,90
Na_2O .	6,10	4,80	0,10	1,68	1,10	—
CaO . .	0,76	0,66	0,75	0,84	1,96	—
MgO . .	сл.	сл.	сл.	сл.	сл.	—
H_2O . .	0,64	0,46	0,52	0,40	0,44	—

На всех четырех заводах метод обработки в общем одинаков с небольшими изменениями в конструкциях. Следует различать два основных типа обработки, именно один тип обработки идет прямым путем к получению мелкозернистого материала, другой сопровождается переработкой отбросов.

Полученный из каменоломни материал поступает прежде всего в дробилку с челюстями. На одной из установок имеется две таких дробилки, из которых одна дает куски в 10 *см* в поперечнике; более мелкие куски идут в дальнейшую обработку, а более крупные поступают во вторую дробилку, которая дробит их до размера 1,2 *см*. На другой установке материал из дробилки проходит между дробильными валами, после чего получаются куски около 1 *см* и менее.

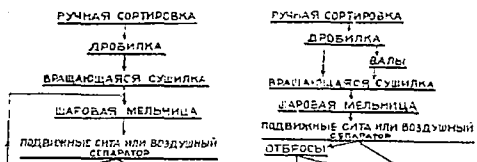


Схема типов обработки полевых шпатов.

После такого дробления материал пропускается через вращающиеся сушилки, где удаляются последние следы влажности; эта процедура необходима для получения тонкоизмельченного материала. Сушильный аппарат представляет собой вращающуюся сушилку прямого нагревания; источником тепла является печь, расположенная на одном конце сушилки и отапливаемая коксом или каменным углем.

В некоторых установках сырой материал поднимается к челюстным дробилкам, помещенным в самой высокой части завода и оттуда дробленная порода спускается по конвейеру, главным образом, под действием силы тяжести. Обычно такое устройство имеет место, если завод находится на склоне холма.

Высушенный материал, около 1,2 *см* и меньше в диаметре, прежде всего пропускается через шаровую мельницу Гардинга. Эти мельницы в ходу на всех заводах.

После пропуска через мельницы, процесс идет двумя различными путями; истертый материал из шаровой мельницы поступает либо на вибрирующее сито, либо в воздушный сепаратор типа Эмерика или центробежный; куски полевого шпата слишком крупных размеров поступают снова в питательное отверстие шаровой мельницы, чтобы снова пройти цикл растирания в мельнице до сита.

В случае применения второго типа обработки часть измельченного материала поступает на время в закрома или же непосредственно в питательное отверстие шаровой мельницы, в которой материал достигает необходимой тонкости зерна.

Полевой шпат идет в торговлю в трех видах, именно после прохождения сквозь сито от 80 до 100 отв., до 140 отв. и до 200 отв. Стекольная промышленность пользуется более крупнозернистым материалом; до 140 отв. используется для эмали; фарфорофаянсовая промышленность применяет полевой шпат в 200 отв.

Хотя мельницы на различных заводах различны по величине, число лиц, обслуживающих их, колеблется от 8 до 20; средняя производительность обработанного полевого шпата в месяц на один завод от 1 500 до 3 600 тонн. *В. Л.*

О ХИМИЧЕСКОМ СОСТАВЕ МЕДЬ-СОДЕРЖАЩЕЙ ПОРОДЫ НА МЕДНОМ ПОЛУОСТРОВЕ НОВОЙ ЗЕМЛИ. Интересное месторождение самородной меди на Медном полуострове Новой Земли было открыто инженером Свицыным [1]) в 1911 году и затем, в следующем году, более детально изучено Л. Л. Ивановым [2]), который также обратил внимание на общие геологические условия местности и степень благонадежности рудного тела. Горная порода, в которой залегает месторождение меди, была известна уже Леману с 1837 года и определена им как авгит-порфир или диабаз, а в 1913 году правильность определения Лемана была подтверждена исследованиями F. W. Voit'a [3]), который, кроме того, предлагает называть метаморфизованные участки породы, характеризующиеся содержанием меди и обилием эпидота, пропилитом. Таким образом, все сведения о материнской породе месторождения исчерпываются теми качественными определениями минерального состава, которые были даны Voit'ом и Ивановым на основании изучения микроскопических шлифов.

В коллекции проф. К. И. Висконта оказался небольшой образец, медь-содержащей эпидотизированной породы (эпидозит), послуживший мне материалом для химического анализа, который здесь и приводится:

SiO_2 =	41,54
Al_2O_3 =	16,31
Fe_2O_3 =	8,41
FeO =	2,86
MgO =	3,48
CaO =	20.19
$(NaK)_2O$ =	0.10
TiO_2 =	0,90
$+ H_2O$ =	0,23
$- H_2O$ =	2,01
CO_2 =	0,86
S =	0,04
Cr_2O_3 =	0,05
NiO =	0,11
Cu [4]) =	3,27
MnO =	0,14
Сумма =	100,50%

Отбросив те окислы, которые были введены в породу растворами, как воду, двуокись углерода и эквивалентное количество кальция и медь, остаток был перечислен на норматив, который привел к магматической группе Кедабсказ, характеризующейся значительным избытком кальция. Этот состав соответствует оливиновому габро № 7 в сборнике анализов H. Washington'a, из чего следует, что излившаяся порода соответствует, вероятно, базальту. Отсутствие образца неэпидотизированного базальта, не позволяло пока разрешить вопрос о химической природе процесса метаморфизации.

Петрологическая лаборатория
Института Прикладной Минералогии и Металлургии 19/XI—26 г. *В. С. Зверев.*

Рефераты, обзоры и отзывы.

Платиновая группа металлов в иследованиях последних лет.

Среди различных работ по металлам платиновой группы в появившейся за последние годы мировой литературе, вслед за описанием новых месторождений [5]) большое место уделено описанию способов разделения и выделения этих металлов. Эти способы носят в большинстве случаев характер лабораторных приемов; повидимому, технические способы попрежнему сохраняются в тайне у предприятий, занимающихся разработкой платиновых месторождений; тем не менее из опубликованного материала можно извлечь много полезного, что может пригодиться нам при изучении наших платиновых богатств и с этой точки зрения заслуживает самого большого внимания с нашей стороны.

[1]) Z. pr. Geol. 1912. 382. Geologische Forschung auf Nowaja Semlja.

[2]) Л. Л. Иванов. Очерк по геологии и минералогии Медного полуострова на Новой Земле. 1914 г. Сборник статей в честь академика В. И. Вернадского.

[3]) Dr. F. W. Voit. Form der Lagerstätte. Z. pr. Geol. 1913, 48.

[4]) Содержание серебра, указываемое I. H. Танатаром (Месторождение меди и медных руд на острове Новая Земля в районе Пропащая Губа, Одесса 1912, 1913) около 0,01% в этом анализе не определялось, по причине недостатка материала.

[5]) См. 1-й очерк о платиновых металлах—Журн. „Минеральное Сырье“ 1927 г. № 1.

Вместе с описанием приемов выделения даются также в некоторых случаях стандартные требования, предъявляемые к чистым металлам, что также чрезвычайно ценно для практических целей.

Методы разделения и выделения.

Платина. Отделение платины от металлов разных групп. Из способов отделения платины от золота описан точно способ с фосфористой кислотой, исследованием которого занимались L. Moser и M. Niessner [1]; платина, которая при этом сама по себе не осаждается, оказывается, в случае присутствия в смеси палладия, выпадает в виде осадка. Неосаждаемость платины в отсутствии палладия авторы объясняют тем, что в соединениях ее, напр. в $PtCl_4$, хлор не иногенен, он весь связан с центральным атомом платины; в случае же присутствия *Pd* последний делается электродом, на котором получается перенапряжение водородных атомов, в конце концов вытесняющих платину. Пользуясь фосфористой кислотой то в присутствии палладия, то без него, можно платину отделять также от ртути, железа, свинца, кадмия, цинка.

W. Swanger и E. Wichers [2] исследовали отделение платины от меди. Они нашли, что из растворов, содержащих около 50 *мг Cu* и различные количества *Pt* и других платиновых металлов, при обработке их сероводородом и последующем прокаливании осадка сульфидов на воздухе и растворении в 20 *см*^{3} азотной кислоты, полученной разбавлением 1-го объема азотной кислоты уд. в. 1,42 1-м объемом воды, при нагревании на водяной бане в течение 2-х часов, не достигается полного отделения от меди. Совсем плохие результаты получаются в случае присутствия родия, ибо в этом случае значительная часть меди остается в осадке. Положение нисколько не улучшается при замене азотной кислоты соляной кислотой или бромной водой, особенно, если для обработки применяются непрокаленные сульфиды. Несколько улучшаются результаты при применении 3%-ной перекиси водорода, хотя и в этом случае с одной стороны некоторое количество меди остается в осадке, с другой—небольшое количество платиновых металлов, особенно—иридия, переходит в раствор. Исходя из неудовлетворительности всех этих приемов, авторы попробовали применить для указанной цели родановый аммоний с сернистым газом и в результате достигли количественного отделения платины и др. платиновых металлов от меди. Сернистый газ при этом, не мешая осаждению меди, предотвращает осаждение платиновых металлов. Опыт проводится следующим образом: к 150—200 *см*^{3} раствора, который содержит около 100 *мг* меди и такое-же количество платиновых металлов, прибавляется порциями по 20 *см*^{3} родановый реактив, насыщенный сернистым газом, в таком количестве, чтобы после $^1/_2$ часового нагревания на водяной бане смесь, окрасившись в желтый цвет, сильно пахла сернистым газом; после этого раствор охлаждается, бо́льшая часть кислоты нейтрализуется едким натром до образования осадка, и к раствору прибавляется 6—10 капель концентр. соляной кислоты, при чем следует заметить, что избыток кислоты вызывает неполноту осаждения меди, а недостаток может обусловить выпадение платиновых металлов. Практически хорошие результаты получаются, когда на 50 *мг* меди на холоду каплями прибавляется около 10 *см*^{3} реактива роданистого аммония содержащего 0,2 *г* соли в насыщенном сернистым газом растворе; еще лучшие результаты получаются в том случае, когда после растворения осадка меди в азотной кислоте, эта операция еще раз повторяется; получающийся при этом фильтрат, с небольшим остатком платиновых металлов, прибавляется к упомянутому выше фильтрату.

По данным C. Davis [3] Горное Бюро Соединенных Штатов для отделения платины и др. платиновых металлов от заключающихся вместе с ними в сплавах металлов разных групп пользуется 20-ю различными приемами, варируя их и комбинируя между собой в зависимости от материала. В общем Бюро разбивает все возможные сплавы на 3 группы: к первой относит смеси или сплавы, в которых встречаются в разных отношениях самые разнообразные металлы, но с условием—если сплавы содержат свинец, иридий и палладий, то они должны быть свободны от серебра, золота и значительных количеств меди и цинка; ко второй группе Бюро относит сплавы, в которых содержатся только немногие определенные металлы, но которые могут быть в них во всяких отношениях; и, наконец, к третьей группе относит золото-серебряные сплавы с содержанием на 1 часть золота 3 или больше частей серебра.

Извлечение платины при помощи расплавленных серебра и золота. Вопросу о деталях извлечения платины и др. платиновых металлов при помощи серебра и золота посвятил свою работу W. Truthe [4]. Он производил опыты с этими последними металлами в присутствии свинца, которого брал на каждые 0,5 *г* серебра или 0,25 *г* золота около 3 *г* и вел наблюдения при 1100°—1200°. В результате он нашел, что количество извлекающейся при этом платины или др. платиновых металлов зависит и от темпера-

[1]) Ztschr. f. anal. Ch. **63**, 240 [1923]. Wien, Techn. Hochschule.
[2]) Jour. Amer. Chem. Soc. **46**, 1814 [1923—24].
[3]) Metal. Ind. London—**25**, 396, 423, 426 (1924).
[4]) Ztschr. f. anorg. u. allg. Ch. **154**, 413 [1926].

турного интервала и от относительного количества свинца, и от содержания отдельных платиновых металлов в обрабатываемых таким образом зернах испытуемого *Pt*—материала, что выразил в особых таблицах и диаграммах.

При обработке платиновых земель в нашем платиновом Институте [1]) в Ленинграде после растворения серебра и свинца в азотной кислоте выделяющуюся платину обрабатывают смесью плавиковой кислоты с азотной кислотой, в результате чего отделяют платину от вольфрама, который очень легко растворяется в смеси этих кислот.

В случае если в растворе платиновых металлов имеется железо, то оно после осаждения платины и иридия хлористым аммонием и осаждения палладия с золотом диметилглиоксимом и, наконец, выделения родия путем восстановления цинком с соляной кислотой—осаждается из раствора в виде гидроксида [2]).

Отделение платины от других металлов платиновой группы.

1. Отделение от палладия. F. Krauss и H. Deneke [3]), разобравши разные способы отделения платины от палладия, останавливаются, в случае отсутствия в сколько-нибудь значительном количестве других металлов, на старом способе обработки смеси *Pt* и *Pd* хлористым аммонием, тем более, что этот метод удобен и для разделения больших количеств платины и палладия. Авторы несколько уточняют этот метод и предлагают употреблять его в следующей форме: раствор обоих металлов для полного удаления азотной кислоты много раз выпаривается с концентрированной соляной кислотой; остаток растворяется в соляной кислоте и по прибавлении некоторого избытка хлористого аммония выпаривается до суха, после чего хлористые соли платины и палладия растворяются в воде и к раствору прибавляется холодный насыщенный раствор хлористого аммония; после некоторого стояния выпавшая двойная соль платины отфильтровывается, промывается насыщенным раствором хлористого аммония до просветления и под конец обрабатывается еще 96%-ным спиртом; этот осадок растворяется затем в горячей воде и к кипящему раствору прибавляется муравьинокислый натрий, от которого платина выделяется в виде черни, которая промывается разбавленной соляной кислотой и затем прокаливается в токе хорошо очищенного и сухого водорода до постоянного веса; фильтрат-же от платеата нейтрализуется содой, смешивается в свою очередь тоже с муравьинокислым натрием, и выпавший в виде черни палладий промывается горячей водой и также прокаливается в токе водорода.

W. Manchot [4]) в основание своего способа отделения платины от палладия положил найденную им разницу в отношении хлористых солей этих металлов к окиси углерода. Если на сухие соли хлористых *Pt* и *Pd* действовать при 250° сухой окисью углерода, то платина, образуя с окисью комплексы $PtCl_2 \cdot 1CO$, пл. 194°, $PtCl \cdot 2CO$, пл. 142°, и $PtCl_2 \cdot 3CO$, пл. 130, легко сублимируется, тогда как палладий остается отчасти в виде соли, частью—в восстановленном до металла состоянии. Следует заметить при этом, что температуру опыта нельзя сильно повышать, так как при красном калении начинает лететь $PdCl_2$ даже без *CO*. Эти комплексы платины были определены еще Schützenberger'ом [5]), затем позже были получены Fink'ом [6]), который принял их за палладиевые комплексы вследствие ошибочного применения для опытов палладия, содержавшего большое количество платины. Что касается возгоняющейся платины, то в случае присутствия в исходной смеси рутения, родия и осмия, она получается не в индивидуальном состоянии, ибо эти последние металлы дают с *CO* тоже легко возгоняющиеся комплексы.

J. Hanus, A. Jilek и J. Lucas [7]) предлагают применять для отделения платины от палладия бензоил-метил-глиоксим, который из всех платиновых металлов только с палладием дает объемистый аморфный желтый осадок закиси, в отношении: 2 частицы глиоксима на 1 атом. *Pd*, нерастворимый в разбавленной соляной кислоте и не разлагающийся при нагревании до 110°, дающий возможность осаждать палладий даже в количествах до 0,001 доли миллиграмма. С платиной бензоил-метил-глиоксим дает бурый осадок, легко растворимый в соляной кислоте; с другими платиновыми металлами, как *Ir, Ru, Rh*, а также с *Au* этот реактив совсем не дает осадка ни в кислой, ни в аммиачной среде; с *Ag, Mn, Ni* хотя и образуются осадки в аммиачной среде, но по прибавлении кислоты они легко растворяются; *Pd* отличается в этом отношении также от *Cu, Bi, Cd, Hg, As, Sb. Sn, Mo, W, V, Fe, Co, Zn, Cr*, и *U*, которые растворяются в *HCl*, винной кислоте и фосфорной [8]).

---

[1]) Ежегодник Платинового Инст. **4**, 339.
[2]) Ежегодник Платинового Инст. **4**, 347.
[3]) Ztschr. f. analyt. Ch. **67**, 86 [1925]. Braunschweig, Techn. Hochschule.
[4]) Ber. Deutsch. Chem. Ges. **58**, 2518 [1925]. München, Techn. Hochschule.
[5]) Bull. Soc. Ch. Fr. [2] **10**, 188 [1868].
[6]) Compt. Rend. de l'Acad. des Sc. **126**, 646 [1898].
[7]) Chem News. **131**, 401 [1925].
[8]) Chem. News **132**, 1. Prag, Techn. Hochschule.

2. Отделение от иридия. Sh. Aoyama [1]) основал свой метод на восстановлении платиново-хлористоводородной кислоты H_2PtCl_6 избытком меди в 6-ти кратном количестве при подкислении, причем платина выпадает вся количественно, иридий-же выделяется при этом лишь в размере 1—3%, от которых платину можно освободить путем растворения ее в царской водке. Остающийся в фильтрате иридий выделяется количественно путем действия на раствор магния. Восстановленная медь для этой операции получается растворением 100 *г* $CuCl$ в 1750 *см*^{3} 2,4—норм. растворе соляной кислоты и восстановлением при охлаждении 25-ю *г* чистого зерненого цинка; остающаяся с платиной медь выделяется при растворении платины в царской водке и вытеснении ее из раствора магнием. Выделенные платина и иридий прокаливаются, затем—в течение 2-х часов, нагреваются в токе водорода при 550—600° и наконец—охлаждаются в атмосфере углекислого газа.

I. Wada и T. Nakazono [2]), исходя из того обстоятельства, что при принятом в количественном анализе выделении иридия в виде аммонийно-хлористой соли происходит не количественно, так как, с одной стороны, не весь иридий осаждается, а с другой стороны—к нему примешивается родий, особенно если последний присутствует в сколько-нибудь значительном количестве, нашли новый реагент—титан (3)—сульфат $Ti_2(SO_4)_3$ фиолетового цвета, который можно получить из обычного титан (4)—сульфата $Ti(SO_4)_2$ восстановлением цинковой амальгамой с содержанием 3% Zn с небольшим количеством 0,5—норм. раствора серной кислоты. Этот реагент легко восстановляет уже при обыкновенной температуре платину, а также—палладий и родий, в то время, как иридиевые соли остаются без изменения в растворе вместе с солями рутения; при кипячении бо́льшая часть последних отделяется от иридия. Опыты эти производятся в атмосфере углекислого газа. Из других элементов этот реагент осаждает *Bi, Cu, Au, Hg, Te* в состоянии TeO_2 и не осаждает *Cd, Mo*.

Б. Карпов [3]) основал отделение платины от иридия на более легком восстановлении платиновых солей ртутью, сравнительно с иридиевыми солями. При взбалтывании, напр., смеси двойных аммонийно-хлористых солей $(NH_4)_2PtCl_6$ и $(NH_4)_2IrCl_6$ с металлической ртутью, до обесцвечивания желто-красного раствора, платина садится в осадок с ртутью и хлористой ртутью, откуда затем после промывания горячей водой и прокаливания выделяется Hg и $HgCl$ и получается только платина. Остающийся же в растворе иридий выпаривается с азотной кислотой до-суха, затем переводится с винно-кислым калием в окись, которая восстановляется в токе светильного газа. Способ дает довольно хорошее отделение платины от иридия, но протекает, все-таки, не количественно: в выделенной платине остается от 0,04 до 0,11% иридия.

Наконец, F. Hofwimmer [4]) предложил отделять платину от иридия электролизом из их простых или двойных солей в присутствии соли гидразина, которая здесь применяется в тех же количествах, как при восстановлении. Гидразин действует при этом как деполяризатор. В результате—платина выделяется, иридий же остается в растворе. В случае присутствия палладия и родия, палладий выделяется вместе с платиной, а родий остается в растворе вместе с иридием. Этот метод предлагается автором для широких фабричных целей.

3. Отделение от родия. E. Wichers [5]) положил в основу отделения платины от родия гидролиз хлористого родия в нейтральном или слабо щелочном растворе до выпадения оранжевого осадка гидрата $Rh(OH)_3$, при чем хлорная платина целиком остается в растворе, образуя даже в сильно-щелочной смеси растворимое соединение. Платина выпадает лишь в том случае, если применяется очень сильно разбавленный ея раствор с избытком соды или когда концентрированный раствор смешивается с недостаточно большим количеством едкого натра. Если к раствору прибавляется хлор или бром или же—хлорноватистая и бромноватистая соли, то родий выпадает в виде зеленовато-темного гидрата $Rh(OH)_4$, который дает коллоидальный раствор; в этом случае требуется продолжительное кипячение до выпадения хорошо отфильтровывающегося осадка. В виде четырехатомного гидрата родий удобно осаждается с углекислым барием, особенно если осаждение производится 2 раза. Для практического применения этого метода автор дает следующий рецепт: к раствору хлоридов при обыкновенной температуре быстро приливается раствор едкого натра, до образования осадка, который затем опять растворяется до нейтрализации; содержание в растворе платины и родия не должно превышать 1%; к этому раствору прибавляется смесь одинаковых объемов раствора хлористого бария, содержащего кристаллического хлористого бария 90 *г* на литр и раствора соды с содержанием 36 *г* безводного углекислого натрия на литр, в количестве не меньше, чем по 5 *см*^{3}; после смешения реакционная смесь быстро нагревается до кипения и выдерживается при кипении в течение 2-х мин., после чего осадок отфильтровывается, промывается 2%-ным раствором поваренной соли и раство-

[1]) Ztschr. f. anorg. u. allg. Ch. **133**, 230. Sendai Japan, Univers.
[2]) Sc. Papers. Inst. Phys-Chem. Res. **1**, 139 [1923]. Tokyo.
[3]) *Ежегодник Платинового Института.* **4**, 360.
[4]) Oester. Pat. 94843 [1922—23].
[5]) Journ. Amer. Ch. Soc. **46**, 1818. Washington. Bureau of Standarts.

ряется в сосуде, в который он помещается вместе с фильтром, в соляной кислоте, полученной растворением 1-м об. *HCl* — уд. в. 1,18 в 4-х об. воды; если в осадке не оказывается углекислого бария, то осаждение нужно повторить; под конец солянокислый раствор разбавляется до 100 — 150 *см*^{3}, обрабатывается при кипении сероводородом, родиевый сульфид отфильтровывается, промывается водой с нашатырем, прокаливается в фарфоровом тигле и выделенный родий восстанавливается в токе водорода. Этот метод по точности превосходит обыкновенное отделение платины от родия действием хлористого аммония, на которое можно смотреть лишь как на предварительное разделение, не дающее настоящих количественных результатов. В случае присутствия других платиновых металлов палладий, осмий, рутений тоже совершенно осаждаются вместе с родием, иридий — почти совершенно; наоборот, двухатомная платина, также, как и золото — выделяются только в очень небольшой степени и несколько нарушают чистоту отделения платины от иридия.

I. W a d a [1]) указывает, что все употребляющиеся обычно методы отделения родия от платины не точны: 1) переведение родия из смеси с платиной в растворимый сульфат путем сплавления с $KHSO_4$ влечет за собой переход в раствор также части платины в количестве до 1 *мг*; 2) растворение смеси платины с родием в царской водке вызывает, наоборот, переход части родия тоже до 1 *мг* в раствор; 3) разделение при помощи хлористого аммония увлекает в осадок вместе с платиной также некоторое количество родия в виде тоже аммонийно-хлористой двойной соли. Чтобы достичь более точных результатов автор предлагает употребление комбинаций из этих методов. Смесь платины и родия, обработанная, напр., 6-кратным количеством царской водки, разделяется на фильтрат, содержащий платину и небольшое количество родия, и осадок, состоящий из родия; фильтрат, далее, выпаривается до-суха и обрабатывается 6-кратным количеством соляной кислоты; из полученного раствора вся платина и родий вытесняются количественно алюминием и их смесь сплавляется с $KHSO_4$, после чего весь родий переходит в раствор, платина же почти вся остается в осадке, теряя с родием лишь ничтожную часть, которую затем можно отделить действуя на раствор хлористым аммонием, с прибавлением алкоголя. Этим комбинационным методом можно в конце концов достичь вполне точного отделения.

О т д е л е н и е п л а т и н ы о т р о д и я достигается также по F. H e f w i m m e r'y [2]) при осаждении платины электролизом, в присутствии соли гидразина, при чем родий, подобно иридию, остается в растворе.

4. Отделение от рутения. В. Н. И в а н о в [3]) предложил новый способ выделения платины, состоящий в действии на соли платины роданистого натрия с последующим высаливанием, образовавшегося при этом соединения, азотнокислым аммонием в концентрации 50 *г* соли на 1 литр раствора. После 5—6-часового стояния образуется осадок, похожий на гидрат окиси железа. Если же взять калий-хлор-платинат в концентрации напр., 0,25%-ный, и прибавлять к нему роданистый натрий, тоже 0,25%-ный, при кипячении, то, после высаливания азотнокислым аммонием в количестве 20 *г* соли на каждый грамм платины и нагревания, выпадает почти черный осадок, растворимый в царской водке и цианистом калии, оказывающийся по анализу отвечающим формуле $Pt_4(OH)_4S(CSNH_2)_2$. Это соединение автор называет дитиокарбамид-гидросульфодиплатиной и свидетельствует, что оно выпадает количественно, увлекая в осадок всю платину, тогда как рутений при этом остается в растворе. Если кроме платины и рутения в растворе есть другие платиновые металлы, то палладий и родий выпадают вместе с платиной, иридий частью выпадает, частью остается в растворе, осмий остается в растворе вместе с рутением; состав осадков *Pd* и *Rh* несколько отличается от состава платинового осадка, напр., у *Pd* он отвечает формуле $Pd_3S_2(CSNH_2)_2$ и при нагревании легко расщепляется с образованием Pd_2S.

E. W i c h e r s [4]) указывает, что $RuCl_3$ при действии углекислого бария при нагревании весь полно подвергается гидролизу, подобно родию, тогда как платина в виде хлороплатината остается в растворе. Но при этом необходимо, чтобы весь рутений был в виде чистого хлорида и чтобы при обработке металлов не было окислов азота, ибо в присутствии последних $RuCl_3$ переходит в $RuNOCl_3$, который почти не осаждается.

I. L. H o w e и F. N. M e r c e r [5]) нашли, что рутений в мелко размельченном состоянии легко растворяется в растворе хлорноватисто-кислых солей с образованием оранжево-красных растворов, при чем в случае отсутствия щелочей образуется четырехокись рутения RuO_4, которая легко открывается по ее характерному запаху, в случае же присутствия избытка щелочи—получается рутенат. Пользуясь этим, можно рутений отделить как от платины, так и от других металлов платиновой группы, за исключением

[1]) Sc. Papers. Inst. Chem. Res. **1**, 139—154 [1923]. Tokyo.
[2]) Oester. Pat. 94843 [1922—23].
[3]) Ж. Р. Ф.—Х. О. **51**, 694 [1922—23].
[4]) I. Amer. Ch. Soc. **46**, 1818.
[5]) I. Amer. Ch. Soc. **47**, 2926 [1925]. Virgin. Lee Univers., Lexington.

лишь осмия, который, подобно рутению, дает четырехокись OsO_4, растворяющуюся вместе с рутениевой четырехокисью в растворе хлорноватистых солей. К этому можно прибавить, что при пропускании через щелочный хлорноватистокислый раствор с рутенатом свободного хлора, из него можно получить окисель Ru_2O_4, который можно отогнать, для успешного проведения чего, впрочем, необходим значительный избыток гипохлорита.

5. Отделение платины от осмия. L. Wöhler, и L. Metz [1]) указывают, что, оставляя осмий в форме, в которой он вообще отделяется, а именно, в виде OsO_4, очень хорошо можно для получения последней использовать нитрозные газы; впрочем, если говорить об этих газах вообще, то в N_2O осмий улетучивается еще труднее, чем в кислороде, зато великолепным окислителем для него оказывается NO_2, в котором осмий, переходя в OsO_4, улетучивается при 275° очень легко; в NO образуется при 520° лишь OsO_2, что являясь хорошим способом для получения этого окисла, однако же не пригодно для отделения осмия от платины. Остающаяся в остатке платина, а также и палладий, если последний имелся в смеси, растворяются затем в царской водке, из которой платина выделяется осаждением концентрированным раствором хлористого аммония.

По В. Н. Иванову [2]) платина отделяется от осмия на основании действия роданистого натрия на платиновые соли с образованием, при кипячении и насыщении азотнокислым аммонием, черного осадка платинового соединения, при чем осмий, подобно рутению, остается в растворе.

По E. Wichers'y [3]) платина отделяется от осмия при гидролизе, при нагревании с углекислым барием хлористых солей этих металлов, при чем платина остается в растворе, а осмий, подобно рутению и родию, вместе с палладием, нацело осаждается.

Получение и испытание чистой платины; стандартные требования.

Получение чистой платины из платиновых руд описывают В. Лебединский и В. Хлопин [4]) в виде следующего способа: к 100 *г* платиновой руды вначале при температуре 70 — 80°, затем — выше, прибавляется порциями 1 — $1^1/_2$ литра смеси из 1-го об. азотной кислоты уд. в. 1,4, затем — 3 об. соляной кислоты уд. в. 1,19 и 4 об. воды, при чем хорошо установить под конец сверхдавление в 30 *мм* ртутного столба. Затем вся масса—раствор вместе с осадком—обрабатывается 160—165 *г* концентрированной серной кислоты вначале — на водяной бане, затем — на песчаной бане при температуре в 140 - 142° до полного уничтожения запаха соляной кислоты и выделения с хлористым аммонием из отдельной пробы раствора, разбавленной водой и охлажденной, чистых кристаллов аммонийно-хлористой соли платины. По достижении этого момента раствор охлаждается, при чем он затвердевает; тогда, к полученной массе осторожно прибавляется 500 — 600 *см*^{3} воды, после чего она для удаления окислов азота нагревается около $^1/_2$ часа на песчаной бане и отфильтровывается. К горячему еще фильтрату прибавляется 150 *г* твердого хлористого аммония и спустя 1 час. осадок образовавшегося хлороплатината аммония отделяется, при чем в нем оказывается только одна платина, ибо иридий, дающий с хлористым аммонием тоже двойную соль выделяется позже. Выделенная в виде аммонийной соли платина промывается насыщенным раствором хлористого аммония, затем — ледяной водой и, наконец,—алкоголем. Чистота полученной платины устанавливается по измерению электропроводности и по термо-электрическому напряжению.

По данным F. Rother'a и K. Lauch'a [5]) чистая платина при получении из нея тонкого, но не прозрачного, зеркала путем ея катодного распыления, обладает определенным индексом преломления, определенным коэффициентом абсорбции и определенной способностью отражения, что установлено указанными авторами для лучей длин волн $\lambda = 578$ и $\lambda = 546$ $\mu\mu$.

В Бюро стандартов Соед. Амер. Штатов, по данным E. Wichers'a и L. Iordan'a [6]) чистота платины устанавливается по термоэлектрическим данным при нагревании платины до 1200°, при чем примеси определяются спектроскопически; плавление же производится в тиглях из окиси тория ThO_2 или окиси циркония ZrO_2 в индукционных печах.

24 января 1927 г. Проф. *Вл. Челинцев.*
Саратов.

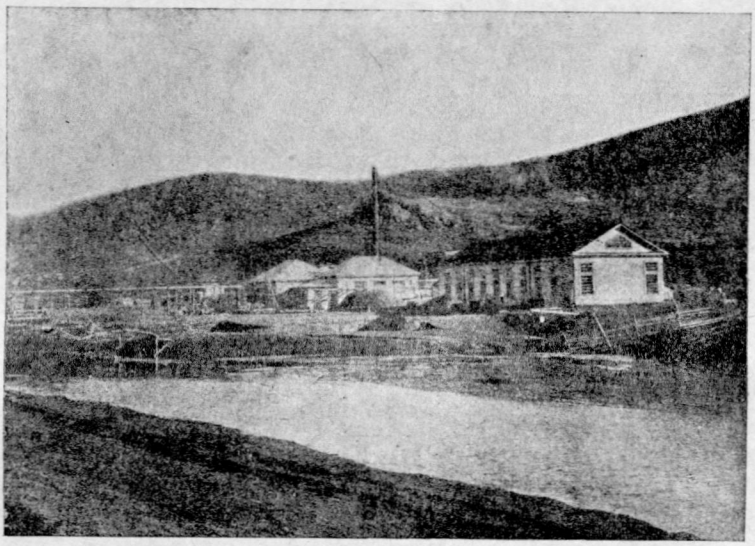
[1]) Ztschr. f. anorg. u. allg. Ch. **149**, 297 [1925].
[2]) Ж. Р. Ф—Х. О. **54**, 694 [1922—23].
[3]) I. Amer. Ch. Soc. **46**, 1818 [1924].
[4]) Ежегодник Платинового Института, 4, 317.
[5]) Physikal. Ztschr. **24**, 462 [1923].
[6]) Trans. Amer. Elektr. Soc. **43**, [1923]. Washington.

Отв. ред. проф. ***Н. М. Федоровский.***

Главлит № 872. Заказ № 200. Тираж 1050. 5 п. л.

Типо-литография „Красный Печатник" Гостехиздата. Ленинград, Международный пр., 75.

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ
И ЕГО ПЕРЕРАБОТКА



MINERAL RESOURCES AND THEIR TECHNOLOGY

№ 12 1927 ГОД II

МОСКВА

Пролетарии всех стран, соединяйтесь!

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ

И ЕГО ПЕРЕРАБОТКА

ОРГАН НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИХ ИНСТИТУТОВ ПО МИНЕРАЛЬНОМУ СЫРЬЮ НТУ ВСНХ СССР

ПРИ УЧАСТИИ КОМИССИИ ЕСТЕСТВЕННО-ПРОИЗВОДИТЕЛЬНЫХ СИЛ СССР ПРИ ВСЕСОЮЗНОЙ АКАДЕМИИ НАУК

№ 12	1927 г.	Год II

584/3/65

MINERAL RESOURCES AND THEIR TECHNOLOGY

ГОСУДАРСТВЕННОЕ ТЕХНИЧЕСКОЕ ИЗДАТЕЛЬСТВО
МОСКВА, 1927

СОДЕРЖАНИЕ

Стр.

Месторождения.

Н. А. Ушаков.—Аятское месторождение золота, сурьмяного блеска и киновари . 771
В. С. Коптев-Дворников.—Изучение корундовых месторождений Урала в 1926 г. 781
В. В. Ассонов.—Месторождение шаровой кремневой гальки в Калужской губ. 788
Л. В. Пустовалов.—Доломиты Тверской губернии 790

Исследования и методика.

С. А. Титов.—Риддерский опытный электролитно-цинковый завод 791
Н. Ф. Юшкевич, и П. М. Спиридонов.—Получение сернистого и хлористого бария из барита 803
А. Ф. Фиолетова.—О содержании титана, ванадия и циркония в глинах 820

Промышленный.

М. А. Карасик.—Каолиновые заводы СССР. 827

Заметки и хроника.

Ю. Макаров.—Месторождения свинцовых руд в Башкирской республике 835
А. Любимов.—Чекур-Кояшский серный рудник. 835
А. Мамуровский.—Калийный трест 836
В. В. Критский.—Новый способ получения нода. 837
Н. Дюкалов.—Добыча минерального сырья в Канаде 838
А. Любимов.—Кризис Цейлонской графитовой промышленности 839
С. П. Лебедев.—В Научном Институте по удобрениям. 839
П. Т.—Открытие ванадия в Казакстане 845

Рефераты, обзоры и отзывы.

В. А. Обручев.—Минералы в промышленности и сельском хозяйстве. Проф. Н. М. Федоровского 846
В. И. Лучицкий.—Короткій попередній відчит про геолого-развідкову процюна Могилівщине у літку 1926 г., Р. Р. Выржиковского 846
А. Н. Крестовников.—Особо огнеупорные изделия из окиси циркония 847
С. Смирнов (Верин). — Флотация и бромоцианизация для уничтожения затруднений, причиняемых теллуридами 848

Инж. Н. А. Ушаков.

Аятское месторождение золота, сурьмяного блеска и киновари.

Аятское месторождение золота, сурьмяного блеска и киновари расположено в 75 *км* к северу от г. Свердловска между трактовыми дорогами Свердловск—Невьянск, Свердловск—Алапаевск. Ближайшие железнодорожные станции: Крутиха—Вост.-Уральской ж. д., Верх-Нейвинск, Рудянка и Невьянск—Горнозаводской ж. д., находятся в 35—40 *км* от месторождения; ближайшие селения—с. Аятское, д. д. Корелы, Колташи, Шалаи (Пьянкова) расположены в 6—8 *км* от него.

Аятское месторождение известно с 1904 г.; до 1910 г. оно неоднократно разведывалось и работалось старателями на золото. В 1910 г. был обнаружен сурьмяный блеск и в 1912 г.—киноварь. Присутствие коренных ртутных

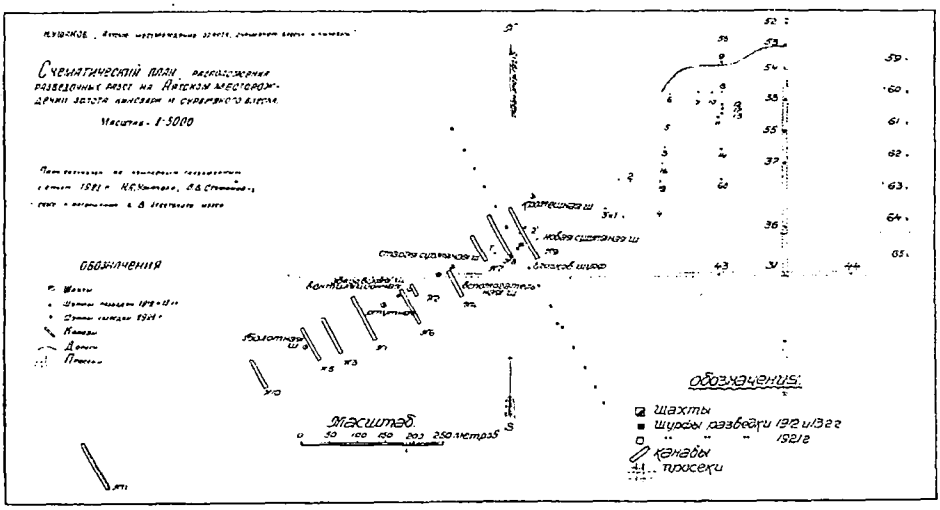


Рис. 1. Схематический план расположения разведочных работ на Аятском месторождении.

руд вызвало большой интерес к месторождению. Управление Верх-Исетскими заводами, в ведении которого находилось месторождение, уже в январе—феврале 1912 г. приступило к поверхностным и подземным разведочным работам. В печати одновременно появляются заметка Н. С. Михеева „К открытию коренного месторождения ртути на Урале“ и статья Ф. И. Кандыкина „Первое коренное месторождение ртутных руд на Урале“.

Разведки Верх-Исетского заводоуправления продолжались до лета 1913 г. За это время было пройдено 11—13 канав, общей длиной около 1 *км*, вкрест простирания месторождения; выбито около 30 неглубоких шурфов и 4—5 разведочных шахт (Ртутная, глубиной—50 *м*, Сурьмяная—22 *м*, Егорков шурф—17 *м*, Болотная—17 *м* и возобновлена старательская „Старая сурьмяная шахта“), из которых штреками и квершлагами производилась подземная разведка на нескольких горизонтах. Кроме того, в висячем боку месторожде-

ния (главной жилы) были пройдены 3 наклонных алмазных буровых скважины: № 1 у устья Сурьмяной шахты, глубиной 85 *м*; № 2 у Егоркова шурфа, глубиной 70 *м* и № 3 из NW квершлага горизонта 32 *м*. Ртутной шахты,— глубиной 66 *м*, рис. .

Летом 1913 г. уже после прекращения разведочных работ, был приглашен для выяснения генезиса месторождения Д. Ф. Мурашев. Результатом его работ была статья „Аятское месторождение золота и киновари" (3) Этими исследованиями закончились работы Верх-Исетского заводоуправления по разведкам и изучению месторождения.

В 1919 г., повидимому, при белых, была попытка возобновить разведку месторождения—производился водоотлив; из отвалов добытой руды было отобрано 2,5 *т* сурьмяного блеска, из которых около 0,8 *т* было отправлено на спичечную ф-ку Логинова (в Екатеринбурге). Во второй половине 1919 г., с момента национализации горных предприятий, месторождение перешло в ведение районного управления золотыми и платиновыми приисками Урала (Уралзолото), которое возобновило подземные и поверхностные разведочные работы.

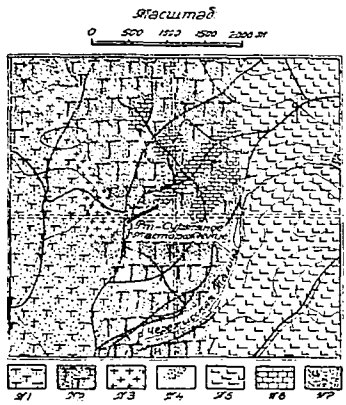


Рис. 2. Геологическая карта района Аятского месторождения. Легенда: № 1—Альбит-порфир; № 2—Альбито-олигоклазофир; № 3—Гранит-порфир; № 4—кислые жильные породы; № 5—Змеевики; № 6—Нижне-каменноугольные известняки; № 7—Нижне-каменноугольные конгломераты и песчаники.

Начиная с конца 1920 г., разведочными работами старались не только осветить месторождение, но и добыть возможно больше руды (главным образом сурьмяного блеска).

В 1921 г., в виду убогости ртутных руд, была остановлена Ртутная шахта и затем, вследствие значительной выработанности известных наиболее крупных гнезд сурьмяного блеска и отчасти трудных условий работы (главным образом, большой крепости вмещающих пород), были прекращены работы и в остальных шахтах (Зверевской, Егорков шурф, Старой Сурьмяной и Новой Сурьмяной).

Во второй половине 1921 г. производилась лишь разведка шурфами на О и NO от месторождения (главной жилы), которая была остановлена в ноябре 1921 г. В августе 1921 г. инж. В. Д. Рязановым была проведена экспертиза месторождения. Результатом этого был его доклад, представленный в б. „Уралзолото" [1]). В декабре 1921 г., при ликвидации „Уралзолото", Аятское месторождение отошло к „Золоторуде", при реорганизации последней— в трест „Уралзолото", в ведении которого находится и по сие время. Насколько мне известно, начиная с декабря 1921 г. и по 1 января 1927 г., каких-либо работ на месторождении не производилось.

Геология района (рис 2) месторождения по Д. Ф. Мурашову (3) представляется в таком виде: древнейшей породой является измененный роговообманковый олигоклазофир; снизу в него внедряются гранит-порфиры, которые он связывает с гранитами, расположенными на W и SW от месторождения (Верх-Исетский гранитный массив) [2]). На олигоклазофирах лежат известняки нижнего карбона. Измененный гранит-порфир-фация той же магмы, из которой образовались альбит-порфиры; последние соответствуют лейкократовой части магмы— аплиту. Излияние аплитовой части магмы Мурашов относит к периоду, когда периферическая часть внедрившейся магмы уже застыла. Возникновение

[1]) Не следует смешивать с трестом „Уралзолото", учрежденным в 1924 г.

[2]) Следует заметить, что к В от месторождения в таком же почти расстоянии от него находится другой гранитный массив—Алабашко-Мурзинский.

месторождения и изменение жильных вмещающих пород он считает обязанными поствулканическим процессам, главным образом, взаимодействию горячих вод и паров с окружающими породами. Между прочим, указывает присутствие типичных пневматолитических минералов—апатита, турмалина. Расположенные к О от месторождения змеевики произошли из оливиновых пород [1]); среди змеевиков встречаются жильные полевошпатовые породы (по Д. Ф. Мурашову—березитизированные гранит-порфиры). Работами 1920—1921 г. г. была несколько уточнена геологическая карта района; оказалось, что известняки почти вплотную подходят к месторождению; полевошпатовые породы среди змеевиков имеют мѣньшее распространение, чем это показано у Мурашова [2]).

Разведками и исследованиями 1912—1913 г. г. и 1919—1921 г.г. было установлено, что месторождение представляет жильный участок общей протяженностью около 1 *км*, при ширине в несколько сот метров. В пределах этого участка были обнаружены жилы, или вероятнее, одна жила (главная) измененного альбит-порфира с непостоянным залеганием и весьма многочисленные кварцевые жилы и прожилки. По В. Д. Рязанову здесь имеются 4-системы жильных трещин I и II (главные) и III и IV (второстепенные). Простирание I-й 40°—60° и до 76°, падение 70°—85° и до вертикального; простирание II-й 347° через NS до 15°—18°; падение 50°—70° и до вертикального, реже 70°—80°; III-я полигональные трещины, пересекающие I и II системы и IV-я, кососекущие диагональные трещины, по которым произошли сбросы, сдвиги. В местах пересечения всех систем трещин наблюдаются пояса раздробления.

Главная жила (альбит-порфировая) имеет простирание 50°—65° и падение 70°—85°. Мощность ее колебалась от 0,21 *м* (в Новой Сурьмяной) до 2,1 *м* (в Ртутной шахте), в общем была чрезвычайно непостоянна и по простиранию, и по падению. В глубину жила была прослежена до 50 *м* (в Ртутной шахте); буровыми скважинами она встречена—скв. № 1 (угол наклона 60°) на глубине 26—33 *м*; скв. № 2 (угол наклона 75°) на 67 *м* (по скважине) и скв. № 3 на 85 *м* от поверхности по вертикали; известные здесь рудные выделения и минералы представлены киноварью, сурьмяным блеском, золотом и, в заметно меньших количествах, пиритом, висмутовым блеском, мышьяковым колчеданом, реальгаром. Распространение и распределение их в общем крайне неправильное и далеко не по всей главной жиле, а с целым рядом перерывов. Приурочены они чаще всего к лежачему боку и зальбандам жилы. Западная часть месторождения имеет оруденение преимущественно киноварью; восточная—сурьмяным блеском; золото представляет более или менее постоянную ценность руды для обеих частей месторождения. Остальные рудные минералы заметно преобладают в восточной части месторождения, но количество их в общем невелико и они представляют некоторый интерес лишь в отношении генезиса месторождения.

Киноварь. Киноварь встречалась преимущественно в форме примазок, землистых включений, мелких кристаллов по трещинам, зальбандам главной жилы, жилкам кварца, трещинам олигоклазофира (около контактов). Распределение киновари в общем было крайне неравномерное, в виде отдельных рассеянных по простиранию и падению мелких вкрапленников, неправильных прожилков, скоплений и т. п.

[1]) Это подтвердилось и нашими работами.

[2]) Прилагаемая к настоящей записке геологическая карта, рис. 2, представляет карту Д. Ф. Мурашова (3), исправленную на основании наших работ в отношении распространения известняков и полевошпатовых пород, подчиненных змеевикам. План расположения горных работ, рис. 1, составлен по данным моей и В. В. Стефановского глазомерных съемок, дополненных по материалам б. Верх-Исетского Горного Округа. Разрез горных работ, рис. 3, взят по А. М. Соловьеву с внесением в него некоторых коррективов и дополнений. Следует заметить, что при разведках 1919—1921 г.г. маршейдерских съемок не производилось. Планы главных горных работ 1912—1913 г.г.; с показанием рудоносных жил приведены в работе Д. Ф. Мурашова (3, стр. 372, 376); подлинники этих планов в настоящее время находятся в Бюро Учета Уралотд. Геолкома.

Произведенными работами близ ствола Ртутной шахты было встречено, исключительное по размерам для данного месторождения, скопление киновари неправильной мешкообразной формы (участок обогащенный киноварью), которое начавшись на горизонте 8,5 *м* выклинилось на горизонте 32 *м*. Вообще скопления киновари в виде более или менее „густых" включений встречались редко; наибольшее из них имело, якобы, около 0,7 *м* в длину и около 0,5 *м* мощности.

К моменту прекращения разведочных работ в 1921 г. в отношении киновари была следующая картина, (рис. 3).

1. Ртутная шахта. На горизонте 8,5 *м* в кровле штреков близ ствола шахты обнаружена вкрапленность киновари по тонкому кварцевому прожилку; мощность главной жилы в этом месте 0,5 *м*. На горизонте 17 *м* в штреке были встречены редкие вкрапленники и небольшие скопления киновари; в, 34 *м* от ствола шахты главная жила образует разветвление, длиной около 6—7 *м* и шириной до 2 *м*. В этом месте жила казалась обогащенной киноварью, но опробование 217,21 *т* руды, добытой отсюда показало лишь следы *Hg* (по лабораторному анализу). Затем продолжением штрека на NO от Вентиляционной шахты была встречена густая вкрапленность киновари

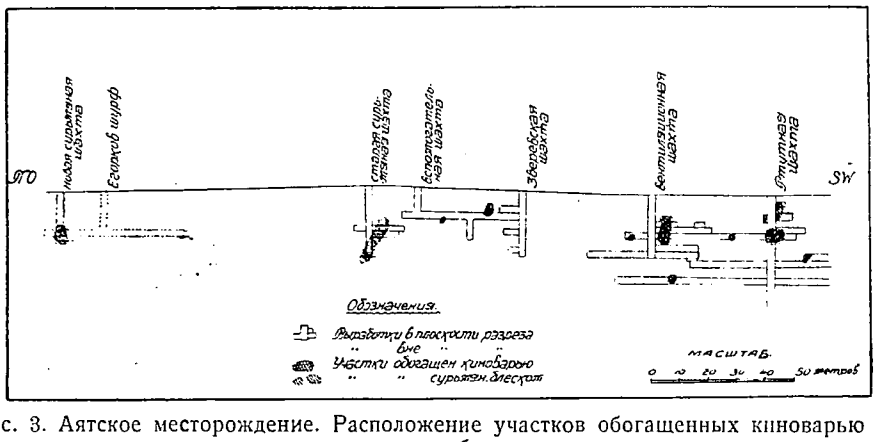


Рис. 3. Аятское месторождение. Расположение участков обогащенных киноварью и сурьмяным блеском.

в форме тонкого прожилка (включения) в жиле. Мощность главной жилы в этой части штрека (около Вентиляционной шахты) колебалась от 0,2 *м* до 1,4 *м*. С горизонта 25,5 *м* были взяты пробы из отвалов от 327,5 *т* руды различных штреков, но лабораторными анализами *Hg* не обнаружено. На горизонте 32 *м* в NO штреке киноварь обнаружена в виде едва заметной вкрапленности в зальбандах разветвления главной жилы.

2. Зверевская шахта. На горизонте 8,5 *м* NO штреком в 26—27 *м* от ствола шахты были обнаружены незначительные выделения киновари; в 48 *м* от ствола шахты была встречена в почве тонкая, около 0,12 *м* кварцевая жила с включениями киновари.

3. Канавой, проведенной около Зверевской шахты, встречена кварцевая жила мощностью около 0,3 *м* с включениями киновари по всей толщине жилы.

4. Признаки киновари (непроверенные анализом) были встречены в шурфах №№ 1 и 3 разведок 1921 г.

Сурьмяный блеск. Сурьмяный блеск в разведанной части месторождения (по главной жиле) встречался в виде самостоятельных скоплений, (гнезд) с подчиненным количеством пирита, крупных отдельных кристаллов (в альбитпорфире); затем, как постоянный спутник пирита. Там, где скопления сурьмяного блеска значительны, обычно всегда присутствует киноварь и золото. В целом такие оруденелые сурьмяным блеском участки представляли перемежающиеся слои кварца и сурьмяного блеска и имели в общем столбообразную

форму, при чем сурьмяный блеск распределялся крайне неравномерно, местами совершенно отсутствуя, местами же нацело вытесняя кварц. Обычно такие оруденения приурочены к контактам лежачего бока жилы альбит-порфира, находясь между окремнелой боковой породой и самой жилой. По размерам подобные скопления достигали 2 *м* мощности (Сурьмяная шахта), по простиранию они шли на 2—5 *м* (по словам А. М. Соловьева). К моменту прекращения работ в отношении сурьмяного блеска, была следующая картина:

1. Зверевская шахта. На горизонте 10,5 *м* NO штреком была обнаружена негустая вкрапленность неравномерно распределенных крупных кристаллов сурьмяного блеска. Жила альбит-порфира имела здесь мощность 0,5 — 0,8 *м*.

2. Старая Сурьмяная шахта. На горизонте 15 *м* SW забоем было встречено столбообразное скопление сплошного сурьмяного блеска, обнаруженное затем и на горизонте 21 *м*. Главная масса руды находилась в лежачем боку жилы альбит-порфира, местами сливаясь и переходя в боковую породу. На горизонте 21 *м* вмещающие породы очень вязки и тверды, сурьмяного блеска значительно менее, нежели на горизонте 15 *м*. Мощность жилы альбит-порфира в этих работах колебалась от 0,2 *м* до 1,4 *м*.

3. Егорков шурф и Новая Сурьмяная шахта. На горизонте 8,5 *м* в Егорковом шурфе были встречены (указано уже у Д. Ф. Мурашова) выделения мелкозернистого, равномерно распределенного сурьмяного блеска. С целью выработки этого гнезда была пробита от Егоркова шурфа — Новая Сурьмяная шахта, которой на глубине 12,5 *м* обнаружено скопление сурьмяного блеска, не выбранное полностью (по словам А. М. Соловьева).

4. Разведкой 1921 г., шурфами №№ 2′ и 3′ были встречены ярко—желтые сурьмянистые глины (анализами не проверено).

За время разведок 1919 г.—1921 г. сурьмяные руды подверглись довольно тщательному опробованию, (см. табл. 1). Сведений об анализах сурьмяных руд до 1919—1921 г. г. не имеем и возможно, что таковые и не производилось.

Золото. Как уже указывалось выше, месторождение стало известно с 1904 г. и до 1910 г. работалось (с перерывами) старателями на золото. Разведочные работы 1912—1913 г. г. и 1914—1921 г. г. показали, что золото является наиболее постоянно и сравнительно (с сурьмяным блеском и киноварью) равномерно распределенным в руде. Встречается частью в самородном виде, частью связано с пиритом, сурьмяным блеском и другими рудными минералами. Среднее содержание золота для опробованных частей месторождения можно считать 5—8 *г* на тонну. Но более или менее полное извлечение его технически трудно и обойдется сравнительно дорого, вследствие указанной связанности с пиритом и сурьмяным блеском. Кроме главной жилы, золото было обнаружено в целом ряде небольших кварцевых жил и прожилков, которых на участке месторождения встречено канавами разведки 1912—1914 г. г. около 80—90. Затем шурфом № 3 разведки 1921 г. сели на разрушенную кварцевую золотоносную жилу. Золото Аятского месторождения повидимому серебристое, хотя возможно, что серебро, обнаруженное анализами, связано, главным образом, не с золотом, а с сурьмяным блеском и другими рудными минералами.

Результаты опробования месторождения. Как уже неоднократно указывалось, за время разведок месторождение подвергалось систематическому опробованию, кроме того было взято значительное число отдельных (случайных) проб. Взятие проб производилось из забоев, отвалов; при систематическом опробовании пробы брались от всей массы руды с данного участка выработок, сокращались многократным квартованием, при чем перед каждым квартованием крупные куски дробились и вся проба перемешивалась. Анализ конечных проб производился в 1912—1913 г.г. химической лабораторией Верх-Исетского Горного Округа; в 1919—1921 г. лабораторией по исследованию руд районного управления золотыми и платиновыми приисками Урала (Уралзолото).

Все известные нам данные анализов сведены в нижеприведенные таблицы.

Таблица № 1.
Систематические пробы.

№№ по порядку	МЕСТА ОПРОБОВАНИЯ.	Результаты анализов. Au г/т	Ag г/т	Hg %	Sb %	ПРИМЕЧАНИЯ.
1	Ртутная шахта, от поверхности до глубины 21 м	13,9	3,64	0,75	—	Средн. из 11 проб; пробы брались через 1,4—2,1 м. Анализы Химич. Лаборатории Верхне-Исетского Горного Округа.
2	Ртутная шахта, гориз. 17 м NO штрек руда с разветвл. жилы	5,57	—	следы	—	Анализы Лаборатории по исследов. руд Уралзолото (выполнены химиком В. И. Гранат).
3	Ртутная шахта, гориз. 25,2 м отвалы со всех штреков	5,72	—	нет	—	Т о ж е.
4	Ртутная шахта, гориз. 32 м SW штрек от начала штрека до борта (на протяжении 33 м)	5,37	2,86	следы	—	Анализы Химич. Лаборатории Верхне-Исетского Горного Округа (Д. Ф. Мурашев, стр. 378).
5	Ртутная шахта, гориз. 32 м SW штрек от борта далее на 5,8 м	5,96	6,18	следы	—	Т о ж е.
6	Ртутная шахта, гориз. 32 м SW штрек от предыдущего пункта до конца штрека (на протяжении 8,9 м)	1,20	5,96	следы	—	Т о ж е.
7	Ртутная шахта, гориз. 32 м NO штрек от начала штрека до разветвл. жилы (на протяжении 34 м)	4,67	1,43	следы	—	Т о ж е.
8	Ртутная шахта, гориз. 32 м NO штрек от последнего пункта—далее на 3,5 м	7,81	4,7	следы	—	Т о ж е.
9	Ртутная шахта, гориз. 32 м NO штрек от последнего пункта — далее на 5,5 м	12,58	11,5	следы	—	Т о ж е.
10	Ртутная шахта, гориз. 32 м. Из всего штрека по жиле, встреченной кверплагом	3,19	8,39	следы	—	Т о ж е.
11	Сурьмяная шахта, гориз. 15 м. Из всего штрека по главн. жиле	4,49	6,39	следы	—	Т о ж е.
12	Сурьмяная шахта, гориз. 15 м. Из штреков по 2-й жиле, встреч. SO кверплаг	—	—	следы	—	Т о ж е.
13	Сурьмяная шахта. Выделение сурьмяного блеска. руда I сорта, от 3,25 т.	6,38	—	—	22,3	Анализ Лаборатории по исследов. руд Уралзолото (выполнены химиком В. И. Гранат).
14	Сурьмяная шахта. Руда II сорта от 9,7 м	11,28	—	—	5,2	Т о ж е.
15	Сурьмяная шахта. Руда III сорта от 16,40 м	14,62	—	—	2,85	Т о ж е.
16	Егоркин шурф. Гориз. 17 м. Из всего штрека	8,65	2,47	следы	—	Анализы Химической Лаборатории Верхне-Исетского Горного Округа (Д. Ф. Мурашов, стр. 378).
17	Егоркин шурф. Выделение сурьмяного блеска, отсортирован. руда от 2,6 м	19,25	—	—	5,3	Анализы Лаборатории по исследов. руд Уралзолото (выполнены химиком В. И. Гранат).
18	Егоркин шурф. Руды II сорта от 7,2 м	15,94	—	—	2,5	Т о ж е.
19	Зверевская шахта. Гориз. 8,5 м отвалы со всего штрека	8,06	—	—	—	Т о ж е.

Таблица № 2.

Случайные пробы.

№№ по порядку.	МЕСТА ОПРОБОВАНИЯ.	Результаты анализов. Au г/т	Ag г/т	Hg %	Sb %	ПРИМЕЧАНИЯ.
1	Ртутная руда, первые образцы взятые для исследов.	7.8—18.6	5.2	до 10	—	Место взятия, вероятно, место заложения Ртутной шахты.
2	Ртутная шахта, ствол шахты с глуб. 8,5 м	6.15	—	1.0	—	Анализы Химической Лаборатории Верхне-Исетского Горного Округа (Д. Ф. Мурашов, стр. 378).
3	Ртутная шахта, ствол шахты с глуб. 14 м	10.87	7.47	0.23	—	Т о ж е.
4	Ртутная шахта, гориз. 32 м. Около ствола шахты, контакт лежачего бока	7.88-8.67	—	—	—	Т о ж е.
5	Ртутная шахта, гориз. 32 м, рядом с последним пунктом, оруденелый альбит-порфир	2.6—3.79	—	—	—	Т о ж е.
6	Ртутная шахта, гориз. 32 м. начало разветвления	13.04	3.63	—	—	Т о ж е.
7	Ртутная шахта, гориз. 32 м *NO* штрек несколько далее послед. пункта.	7.47	1.75	—	—	Т о ж е.
8	Ртутная шахта, гориз. 32 м *NO* штрек 1.4 м, от начала разветвления	76.7	1.39	—	—	Т о ж е.
9	Ртутная шахта, гориз. 32 м *NO* штрек, контакты (зальбанды). (ср. из 6 проб)	4.55	7.80	0.15	—	Т о ж е.
10	Сурьмяная шахта, главная жила, глубина 15 м	4.78	0.21	нет	—	Т о ж е.
11	Сурьмяная шахта, главная жила, глубина 16 м	4.25	нет	нет	—	Т о ж е.
12	Сурьмяная шахта, главная жила глубина 19½ м	0,25	1.87	нет	—	Т о ж е.
13	Сурьмяная шахта, главная жила зальбанд лежачего бока	2,28	1,79	0.49	—	Т о ж е.
14	Зверевская шахта, гориз. 10,5 м, образец из забоя на выделении сурьмяного блеска	2,98	—	—	21,5	Анализ Лаборатории по исследованию руд Уралзолото (Выполнен В.И. Гранат).
15	Егоркин шурф. Среднее из 8 проб не отнесены к определенным местам	5.61	1,38	нет	—	Анализы Химической Лаборатории Верхне-Исетского Горного Округа.
16	Шурф № 3. Разведки 1921 г. кварцевая жила (верха), встреченная шурфом	зн.	—	—	—	Ковшевая проба.

Таблица № 3.

Опробование буровых скважин.

Номера и глубина скважин	Результаты анализов				Примечание
	Au	*Ag*	*Hg*	*Sb*	
	г/т	*г/т*	%	%	
Скв. № 1, глубина (по скв.) 85 *м*	0 и следы —1,36	0 и следы —3,58	—	—	Начиная с глубины 42 *м* обнаружены лишь следы *Au* (с перерывами); пробы брались через интервалы от 0,6—0,77 *м* до 4,9—5,75 *м*.
Скв. № 2, глубина (по скв.) 69,9 *м*	0—0,44	0,2—1.30	—	—	*Au* обнаружен только в самой нижней пробе, *Ag* в 13 пробах (из 27) с перерывами по всей скваж.
Скв. № 3, глубина (по скв.) 66,4 *м*	1,51—2,18	0,31—1,3—6,7	—	—	*Au* обнаружено только в 3 пробах (из 23). *Ag* в 12 (из 21).

Приведенные результаты опробования более или менее исчерпывающе характеризуют месторождение как в отношении его ценности в целом, так и по каждому из рудных компонентов в отдельности. Попытки дать средние цифры „содержание по разведке" были сделаны еще за период 1912—1913 г.г. (см. табл. 4). Следует заметить, что в то время, повидимому, сурьмой не интересовались, по крайней мере во всех сводках анализов фигурируют только цифры содержания золота, серебра и ртути.

Таблица № 4.

Среднее содержание *Au*, *Ag* и *Hg* по пробам разведок 1912—1913 г.г.

Места опробований, по каким пробам и кем сделан вывод среднего содержания	Среднее содержание				Примечание
	Au	*Ag*	*Hg*	*Sb*	
	г/т	*г/т*	%	%	
Разные части месторождения с поверхности до глубины 21 *м* по 38 пробам, взятым до 1 апреля 1912 г. (Н. С Михеев, I)	7,8—10,0	3,9—5,0	0,5—0,8	—	Случайные пробы, взятые в начале разведок 1912—1913 г.г.
Тоже (Ф. П. Кандыкин, 2)	7,8	—	0,61	—	
Разные части месторождения по 231 пробе, взятых до 30 ноября 1912 г. (Д. Ф. Муравов, стр. 378)	4,36	2,03	0,22	—	
Жилы, встреченные канавами разведки 1912—1913 г.г. по 45 пробам (В. В. Киселъников) .	5,06	4,49	0,20	—	
Ртутная шахта гориз. 32 *м* по генеральным пробам до 14 ноября 1912 г. по *NO* штрека (М. А. Мачаблишвили)	6,25	—	—	—	При выводах среднего содержания, длины опробованных частей штреков принимались как веса.
Ртутная шахта гориз. 32 *м* по генеральным пробам до 14 ноября 1912 г. по *SW* штреку (М. А. Мачаблишвили)	4,42	—	—	—	

За период разведок с 1919 г. по 1921 г. обращалось большое внимание и на сурьмяные руды, которые в этот период были довольно тщательно опробованы на содержание *Sb*, *Au* и *Ag*. На основании произведенных анализов были выведены примерные цифры средних содержаний указанных металлов (см. табл. 5). Для ртутных руд также были сделаны подсчеты среднего содержания *Au* (для *Hg* не выведены, так как в пробах были обнаружены лишь следы ее).

Таблица № 5.

Среднее содержание *Au* и *Sb* по пробам разведок 1919—1921 г.г.

Места опробования	Среднее содержание *Au* г/т	*Ag* г/т	*Hg* %	*Sb* %	Примечание
Сурьмяные руды, генеральные пробы, отвалы сурьмянистых руд со всего месторождения (В. А. Доменнов) .	6,76	—	—	2,06	Принято предположительно в руде 4-го сорта содержания *Sb*—1%, *Au*—7,8 г/т.
То же (В. И. Гранат)	12,48	—	—	—	
Ртутные руды, генеральные пробы отвалов Ртутной и других шахт (В. И. Гранат)	6,5	—	—	—	

Количество руды, добытое при разведках. При подземных разведочных работах в 1912—1913 г.г. и 1919—1921 г.г. руда и пустая порода выдавались на дневную поверхность, где и сваливались в отвалы. Как уже и указывалось выше, в 1920—1921 г.г. при проведении разведочных работ производилась и добыча сурьмяного блеска, в результате чего все сколько-нибудь значительные выделения его, обнаруженные разведками 1912—1913 г.г. и 1919—1921 г.г., были вынуты почти полностью. К 1922 г. все добытые при разведках руды находились на руднике, по крайней мере, насколько нам известно, золотые и ртутные руды никуда не вывозились и не обрабатывались; сурьмяный блеск вывозился, но в небольших количествах, например, в 1919 г. было отправлено на спичечную фабрику Логинова (в Екатеринбурге) около 0,8 *т* отсортированного сурьмяного блеска.

По данным на 1 марта 1921 г., наличные запасы сурьмяных руд выражались в цифре около 142 *т* — ртутных около 610 *т*. Руды, которые по внешнему виду и некоторым другим признакам не могли содержать сурьму или ртуть, а могли быть только золотосодержащими, учтены не были. Приведенные цифры запасов в грубом приближении можно считать отвечающими всему добытому с месторождения количеству сурьмяных и ртутных руд. Напомним, что указанные ртутные руды являются лишь рудой на золото, так как анализы показали в них лишь следы *Hg*.

Таблица № 6.

Наименование руд по основному металлу, который они содержат		Колич. руды тонн	Среднее содержание по анализам *Au* г/т	*Hg* %	*Sb* %	Запасы в кг *Au*	*Sb*	*Hg*	Примечание
Сурьмяная руда I . .	со всего месторожд.	3,3	6,38	—	22,3	0,021	736	—	
„ „ II . .		12,4	11,28—14,25	—	5,2—5,3	0,140—0,177	6,45—6,57	—	
„ „ III . .		23,6	14,62	—	2,35—2,50	0,346	5,55—5,90	—	
„ „ IV . .		98,3	7,2	—	1,0	0,76	9,83	—	
Ртутная руда с Ртутной шахты гор. 17 *м*, отвалы с развлечением главной жилы . .		2,17	5,57	следы	—	1,210	—	—	Предположительно.
То же гор. 25,5 *м* с штреков		327,5	5,72	нет	—	1,860	—	—	
То же Зверевская шахта горизонт. 8,5 *м* отвалы с штреков		32,75	8,06	следы	—	0,264	—	—	
Итого: Сурьмяных руд . .		137,6	9,25—9,50	—	2,10—2,15	1,213—1,310	2919—2966	—	
Ртутных „ . .		577,45	5,80	—	—	3,334	—	—	

Условия ведения и стоимости горных работ. Условия горных работ в основном были таковы. В верхних частях месторождения (примерно до горизонта грунтовых вод) породы были сравнительно слабые, особенно в работах Ртутной шахты; на нижних горизонтах — более твердые и вязкие, особенно в работах Сурьмяной шахты. Вследствие указанного характера пород, сплошное крепление требовалось далеко не везде. Вода появлялась, примерно, на горизонте 13 *м* и даже 16—17 *м*. Приток ее в Ртутной шахте на глубине около 40—45 *м* достигал 35000 — 40000 литров в 1 час; в остальных шахтах — значительно слабее. Водоотлив производился в Ртутной шахте и, после ее затопления, в Новой Сурьмяной шахте насосом „Вортингтон"; в остальных работах—бадьями и т. п. Подъем породы производился в Ртутной шахте конным воротом, в остальных ручными воротами. Работы велись вручную, с применением взрывчатых материалов. Дрова и крепежный лес заготовлялись близ рудника. Рабочие были в большинстве местные жители с. Аятского, д.д. Колташи, Корелы.

Общая сумма затрат за все время разведок осталась невыясненной, так как, во-первых, известные нам данные б. Управления Верх-Исетскими заводами не включают затрат на некоторые горные работы, затрат на опробование и др.; во-вторых, за 1919—1921 г.г. нельзя было установить размеры затрат, вследствие общих условий того времени. Приблизительно же можно считать, что на разведочные работы 1912—1913 г.г. и 1919—1921 г.г. было затрачено около 30 000 дов. рублей (вряд ли более).

Выводы и заключения. Разведками и исследованиями 1912—1913 г.г. и 1919—1920 г.г. месторождение в целом было освещено по длине на 1 *км* (и даже более, если считать работы за пределами рудоносного участка); по ширине—на 200—300 *м* и даже более (шурфы 1912—1913 г.г.); в глубину (горными работами)—до 32—47 *м* Ртутной шахты и до 24 *м* работами Сурьмяной шахты и еще мельче работами других шахт, и, наконец, буровыми скважинами до глубины 66—93 *м* (от поверхности). Подземными горными работами и буровыми скважинами было установлено, что главная жила с глубиной не выклинивается. Размеры ее по простиранию разведочными работами не удалось точно выяснить (шурфовкой в *NO* части месторождения она не была встречена, остался не выясненным и ее *SW* конец), но, по общему геологическому строению участка месторождения, можно предполагать, что протяженность ее во всяком случае не менее 500—600 *м* или даже более. В пределах той части месторождения, которая была разведана подземными работами, встреченные последними оруденелые участки сурьмяного блеска и киновари отличались большим непостоянством, сравнительно незначительными размерами и т. д. В отношении золота наблюдалось заметно меньшее непостоянство оруденелых участков. Сурьмяный блеск в сколько-нибудь значительных выделениях был обнаружен лишь в *NO* части главной жилы, но почти все эти скопления были вынуты в 1920—1921 г.г. если не нацело, то близко к этому.

Оставшиеся в некоторых забоях выделения сурьмяного блеска требуют для выяснения их размеров продолжения работ. В отношении ртутных руд, как показало опробование, месторождение можно считать безнадежным, так как опробованию подверглись наиболее богатые по внешнему виду и характеру руды, в которых оказались лишь следы *Hg* [1]).

Итак, на основании произведенных разведочных работ, можно считать, что месторождение если представляет интерес, то лишь в отношении золота и сурьмяного блеска. При таком взгляде на месторождение, разведочные работы нельзя еще считать вполне оконченными, главным образом, на глубину [2]).

[1]) Хотя применение обогащения может быть и позволит использовать эти руды для получения киновари и золота.

[2]) Следует обратить внимание и на район, непосредственно прилегающий к месторождению к O от него, где встречаются кварцевые золотоносные жилы, и к W, где известны признаки медных руд.

Но возобновление разведок, по нашему мнению, будет более или менее рациональным лишь в случае постановки эксплоатационных работ на других золотоносных жилах Аятского района, так как тогда часть расходов на разведки будет погашаться за счет извлечения золота. Однако, при этом придется предварительно преодолеть значительные технические затруднения, так как золото, связанное с сурьмяными рудами, трудно поддается извлечению [1]). Если удастся вполне разрешить эту задачу, то погашение золотом части расходов на разведки будет заметной величиной, так как среднее содержание золота в ртутных и сурьмяных рудах около 6—7 *г* на 1 *т*, т.-е. довольно близкое к промышленному содержанию в довоенные годы.

Литература.

1. 1912 г. Н. С. Михеев. „К открытию месторождения ртути на Урале". „Уральский Техник", № 4—5, стр. 15—16. 1912 г.

2. 1912 г. Ф. И. Кандыкин. „Первое коренное месторождение ртутных руд на Урале" с *приложением систематического плана и разреза месторождения*". „Горный Журнал", кн. 4—5, стр. 1—11, 1912 г.

3. 1915 г. Д. Ф. Мурашов. „Аятское месторождение золота и киновари" с 1 геол. картой, планами и разрезами отдельных частей месторождения. „Записки Горного Института", т. № V, вып. 4 и 5. Петроград. 1915 г.

4. 1915 г. Е. Н. Коротков. „Указатель месторождений полезных ископаемых Урала". „Киноварь". Екатеринбург. 1915 г.

5. 1912—1921 г.г. Рукописи-доклады, отчеты и т. п.: М. А. Мачаблишвили. В. В. Кисельникова. А. М. Соловьева, В. И. Гранат. В. А. Доменнова, В. Д. Рязанова. В. В. Стефановского, Н. А. Ушакова и некоторых других лиц.

Свердловск.

В. С. Коптев-Дворников.

Изучение корундовых месторождений Урала в 1926 г.

(Предварительный отчет).

По поручению треста „Русские Самоцветы" летом 1926 г. автор продолжал работы по изучению корундовых месторождений Урала, начатые Е. А. Кузнецовым в 1925 г.

1. Месторождения Кыштымской и Каслинской дач. Месторождения этих районов резко делятся на два типа (9): 1) Борзовский, представляющий жилы корундово-полевошпатовой породы, залегающие в основных породах и 2) Кызылташский,— к которому относятся большие массы корундово-хлоритоидной породы в мраморах.

1) К месторождениям Борзовского типа относятся a) Борзовское месторождение. b) *Сугомакское. c) Месторождение у Ямской дороги под Кыштымом. d) Месторождение* у озера Ергалды в Каслинской даче.

a) Борзовское месторождение находится на севере Кыштымской дачи, в 7-м лесном квартале. Геологическое строение района представляется в следующем виде (9): на востоке мы имеем Ильменский комплекс пород — гранито-гнейсы, с небольшими полосами нефелиновых и щелочных сиенитов. Западную часть района слагают кристаллические сланцы: слюдяные, кварцитовые и др. В промежутке между этими породами развиты основные породы, прорванные интрузией гранита. Основные породы весьма разнообразны. Из них господствующим типом являются хризотиловые змеевики и подчиненное значение имеют актинолитовые породы и пироксениты. На юге среди основных пород имеется выход белого мрамора.

С севера и с юга основные породы Борзовского комплекса срезаются тектоническими линиями и дальше по простиранию, ни к северу, ни к югу от района месторождения мы их не находим.

Гранитная интрузия сопровождалась жилами аплитов. С последними и с процессами, происходившими во время их образования, и связывают корундоносные жилы (5, 6, 7).

Причиной, вызвавшей появление корунда, является процесс гидролиза, происходивший в жилах аплита при очень высоких температурах, благодаря обилию воды и других минерализаторов (13). При гидролизе молекула щелочных полевых шпатов

---

[1]) Химиком В. И. Гранат был предложен еще в 1920 г. специальный метод обработки сурьмяных руд сернистым натром.

расщеплялась на SiO_2, Al_2O_3 и K_2O. Кремнезем, бывший в аплите в виде кварца, а также освободившийся при гидролизе полевых шпатов вместе с другими продуктами этого процесса, вступал в реакцию с окружающими основными породами. Результатом такой реакции являются породы, которые в виде оторочек сопровождают жилы. Благодаря энергичному удалению из жил SiO_2 и K_2O, сравнительно с Al_2O_3, в жилах, при остывании, произошло пересыщение глиноземом и выделение последнего в виде корунда. С другой стороны вместо щелочных полевых шпатов образовались более основные — плагиоклазы.

Последовательность пород в вышеупомянутых оторочках одинакова как для лежачего, так и для висячего бока жил.

1) Жила. 2) Шпинелевый зальбанд, мощн. 0,03—0,2 *м*. 3) Оторочка коричневой слюды, мощн. до 0,3 *м*. 4) Хлоритовая оторочка, мощн. до 0.5 *м*. 5) Актинолитовая оторочка мощн. до 2 *м*. 6) Змеевик.

Жилы Борзовки весьма разнообразны по минералогическому составу и по содержанию SiO_2 и образуют вполне выдержанный ряд, крайними членами которого являются аплит и типичный кыштымит (шпинель, корунд, анортит, слюда). Первый содержит SiO_2 около 75%, последний 18—20% (2) Остальные жильные породы занимают промежуточное положение и по составу, и по содержанию кремнезема. В одних случаях они содержат корунд, в других—это чисто полевошпатовые породы, содержащие небольшое количество слюды. Среди полевошпатовых пород можно различать плагиоклазиты и их переходные разности к аплитам. В последних, помимо кислого плагиоклаза, встречается небольшое количество микроклина.

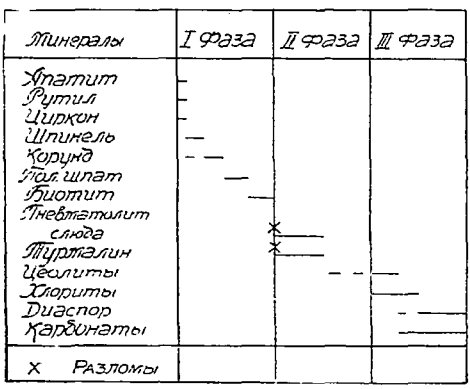


Рис. 1. Последовательность выделения минералов в жилах Борзовского м-ния.

Минералы, входящие в состав жил кыштымита, обладают определенной последовательностью выделения, и мы можем в их образовании наметить ряд фаз. (рис. 1).

Вопрос о том, к какой фазе, магматической или чисто пневматолитической принадлежат минералы первой фазы, еще окончательно не решен. Совсем недавно этот вопрос был затронут Белянкиным (11), который рассматривает жильные породы Борзовки исключительно, как продукт пневматолитических процессов.

Перед появлением минералов II фазы, в жилах произошли разломы. Минералы второй,—пневматолитической фазы замещают минералы I фазы. Часто процесс замещения настолько хорошо развит, что корундово-полевошпатовая порода, почти целиком, превращена в слюдяную породу бело-желтого цвета. На светлом фоне этой породы ярко выделяются турмалиновые солнца. Возможно, что к самому концу II фазы, когда температура сильно пала, приурочено уже появление цеолитов.

С III фазой—гидротермальной, связано появление хлорита, диаспора и карбонатов. В эту же фазу происходит хлоритизация слюд. В общем схема всего процесса сходна с той схемой, которая выведена для пегматитовых жил гранита (10).

Распределение жил в пространстве имеет некоторую закономерность: — основные породы рассечены ими по четырем линиям, расположенным преимущественно вблизи контактов основных пород с другими породами. Жилы залегают исключительно среди основных пород и следуют вдоль контактов на некотором расстоянии от них. Строение линий жил довольно сложное—мы здесь имеем случаи повторных вторжений жил в одну и ту же тектоническую трещину. Пересечение корунд-содержащих жил плагиоклазитами говорит за то, что корунд-содержащие жилы являются образованиями более ранними, чем плагиоклазитовые жилы.

Все жилы, обычно, несут в себе признаки сильных механических деформаций. Они разорваны на части по простиранию и по падению. Жильная порода часто сгнейсирована и раздроблена, вплоть до образования песчаной массы. В сопровождающих породах присутствуют зоны растирания и зеркала скольжения. Деформации происходили, отчасти, во время вторжения жил, отчасти уже после их затвердевания.

Мы не будем останавливаться на описании всего месторождения. Это уже, отчасти, сделано Николаевым (3) и Кузнецовым (9) и опишем лишь одну жилу, работавшуюся летом 1926 г., которая ни в одно из описаний не вошла.

Эта жила находится на крайнем севере района на так называемой северной площадке работ (рис. 2 a, b, c) Условия ее залегания таковы: простирание С.-З., падение С.-В., оно очень непостоянно и колеблется в пределах от 45—50° до 5—6°; местами имеются участки с горизонтальным залеганием и даже с небольшими углами падения на

запад. Прослеживая глубины залегания жилы по простиранию, видно, что жила ныряет в направлении с Ю.-В. на С.-З. В то время, как южные части жилы выходят на поверхность, северные участки залегают на глубине, доходящей до 22 *м*. Жила не представляет одного целого, а разорвана по простиранию и по падению на ряд отдельных участков. Эти разрывы происходили или во время вторжения жилы, или во время последующих метаморфических процессов. В пользу такого взгляда говорят соотношения участков между собой, их крайне неправильная форма и постепенное выклинивание без следов тектонических нарушений.

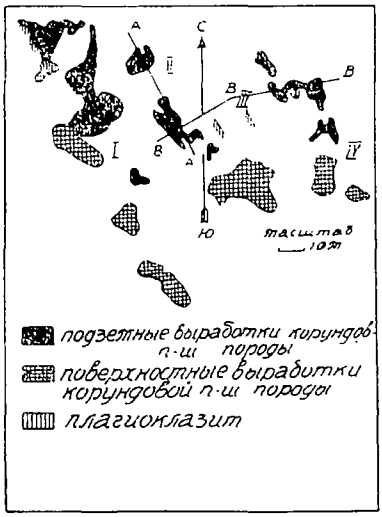


Рис. 2a. Борзовское м-ие. Северная площадь работы.

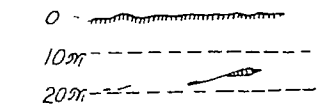


Рис. 2b. Северная площадь работ. Разрез по А — А.

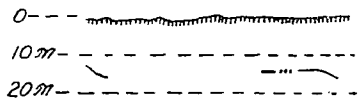


Рис. 2c. Северная площадь работ. Разрез по В — В.

Минералогический состав жильной породы непостоянен—иногда рядом залегают: чисто полевошпатовая порода—плагиоклазит и порода с большим содержанием корунда, до 80%. Переход между этими породами постепенный. Интересно отметить, что в тех местах, где жильная порода представлена плагиоклазитом, мощность обычно увеличивается. Мощность корунд-содержащей породы колеблется от 0,15 до 1 *м*.

Как в самой жиле, так и в окружающих породах хорошо развиты явления механических деформаций—зоны раздробления и растирания, зеркала скольжения и др. Таковы условия залегания этой жилы. До настоящего момента из нее добыто около 1100 тонн.

Что касается практического значения всего Борзовского района, то перспективы его не блестящи. Повидимому того великолепного материала, который сейчас дает месторождение, хватит лишь на несколько лет.

b) Сугомакское месторождение (на берегу озера Сугомак под Кыштымом). Изучение Сугомакской корунд содержащей жилы не внесло изменений в то представление, которое явилось результатом работ прошлого года (9). Надо только отметить явления механических деформаций, происходивших после остывания жилы. Деформации эти проявились в виде зон раздробления и растирания как в окружающих породах, так и в жиле. В настоящее время разработка жилы приостановлена, в виду небольшого содержания корунда.

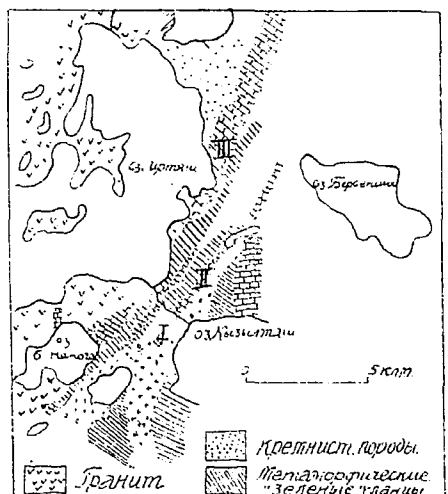


Рис. 3. Геологическая карта района корундовых месторождений (съемка Е. А. Кузнецова).
I. Теченское месторождение.
II. Кызылташское „
III. Иртяшское „

c) Пегматитовая жила у Ямской дороги под Кыштымом, в зальбанде которой Кузнецов (9) встретил корунд, была более подробно изучена. Жила залегает в хризотиловом змеевике. Строение ее таково: в средних частях кварцевый пегматит с гра-

натом, переходящий в западном зальбанде жилы в крупнозернистую полевошпатовую породу с корундом. Восточный же зальбанд жилы представлен мелкозернистым слюдяным плагиоклазитом. Жила отделяется от змеевика слюдяной и актинолитовой оторочками. Простирание жилы близко к меридиональному, падение вертикальное, мощность 1,5 *м*. Жильная порода очень интересна с минералогической точки зрения, промышленного же значения месторождение не имеет.

d) Месторождение у озера Ергалды, в Каслинской даче, было открыто партией Геологического Комитета Белянкина; оно было осмотрено и подвергнуто поверхностной разведке. Окружающая местность сложена преимущественно хризотиловыми змеевиками и отчасти амфиболитами. С запада и с востока с основными породами граничат гранито-гнейсы, с подчиненными им амфиболитами. Змеевики прорезаются жилами плагиоклазитов. Простирание жил С.-В. 6—8°. Одна из жил мощностью около 2 *м* содержит корунд в виде редких, мелких кристаллов и прожилковидных выделений, вытянутых по простиранию жилы. Содержание корунда в жиле ничтожное. Жила отделяется от змеевиков слюдяной и актинолитовыми оторочками. У подножья холма, на склоне которого выходит жила, встречаются обломки с большим содержанием корунда. Обломки окатаны. Коренного залегания богатой корундом породы обнаружить не удалось. Окатанность обломков заставляет в них подозревать остатки смытой богатой части жилы. Промышленного интереса жила не представляет.

2) К месторождениям Кызылташского типа относятся: Кызылташское, Теченское и Иртяшское. Все вышеперечисленные месторождения расположены в районе, лежащем к востоку от озера Иртяш, в пределах Каслинской и Кыштымской дач (рис. 3, 4a, 4b, 8, 9). Район сложен комплексом метаморфических осадочных пород, представленных мраморами и оттрелитовыми сланцами. Среди этих пород имеются отдельные выходы и хорошо выдержанные полосы порфиритов и порфиров. Благодаря позднейшим динамометаморфическим процессам, порфириты превращены в зеленые сланцы. Вся эта серия пород пронизана многочисленными кварцевыми жилами.

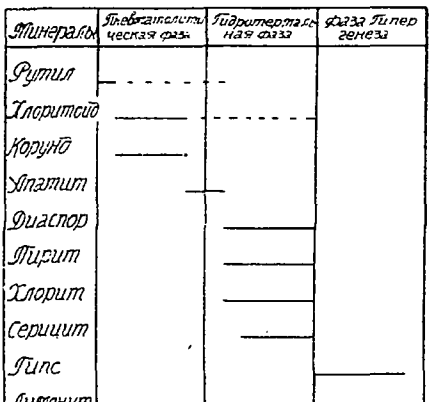


Рис. 4. Последовательность выделения минералов в месторождениях Кызылташского типа.

Месторождения приурочены к двум различным полосам мраморов, имеющим вместе с окружающими породами С.-В. простирание. Иртяшское м-ние расположено в более западной полосе мраморов, у берега озера Иртяш, а Кызылташское и Теченское, в другой полосе, проходящей в 2 *км* на запад от озера Кызылташ. К востоку от района месторождений на большом расстоянии развиты мраморы и другие метаморфи-

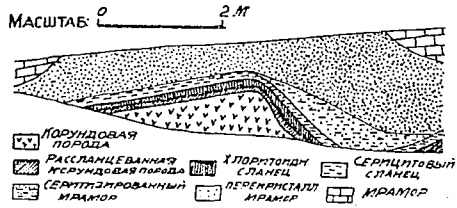


Рис. 5. Контакт корундово-хлоритоидной породы с мраморами.

ческие осадочные породы с подчиненными выходами порфиритов. На западе развиты гранито-гнейсы с подчиненными им амфиболитами.

Каждое месторождение представляет ряд корунд-содержащих тел, расположенных друг относительно друга без видимой закономерности. Форма тел корунд-содержащей породы непостоянна—в одних случаях она имеет характер линз, в других приближается к штокам. Что касается простирания тел, то в каждом месторождении для различных тел оно является различным. Максимальные размеры тел, которые известны из выходов, вскрытых к настоящему времени эксплоатационными работами:—20 *м* по простиранию и 15 *м* мощности.

Минералогический состав корунд-содержащей породы, ее структура и наблюдаемые взаимоотношения с окружающими мраморами, - все это говорит об контактово-пневматолитическом типе месторождений. Происхождение м-ий, повидимому, связано с тем гранитным магматическим очагом, отпрысками которого являются порфиры. В процессе минералообразования можно наметить ряд фаз (рис. 4). С первой, пневматолитической фазой, связано образование рутила, корунда, хлоритоида.

Следующая фаза обладала, повидимому, меньшей температурой, так как вместо корунда мы видим образование диаспора. К этой же фазе минералообразования относятся: пирит, хлорит, слюда [1]) и хлоритоидные прожилки. Образование этих минералов

связано, повидимому, преимущественно с гидротермальными процессами, а отчасти еще с пневматолитическими. К промежуточным моментам между пневматолитической и гидротермальной фазой следует отнести появление апатита. К последней фазе — гипергенеза принадлежит гипс и лимонит.

Из всех вышеперечисленных минеров главными, слагающими породу компонентами, являются:—хлоритоид, корунд и пирит—остальные минералы присутствуют в незначительных количествах.

В некоторых случаях удавалось наблюдать непосредственный контакт[1] корунд-содержащей породы с окружающими мраморами (рис. 5). На периферии корунд-содержащая порода обычно рассланцована и сильно обогащена хлоритом и слюдой. При движении в сторону мраморов мы замечаем сначала исчезновение корунда, затем хлоритоида и в конце-концов остается почти целиком слюдяная порода, связанная постепенными переходами, через обогащенный слюдой мрамор, с белым, плотным, перекристаллизованным мрамором. Последний, в свою очередь, постепенно переходит в обычный серый мрамор.

Если мы теперь обратимся к распределению корунда в штоках и линзах, то найдем и здесь некоторую закономерность. Обычно периферия корунд-содержащих тел

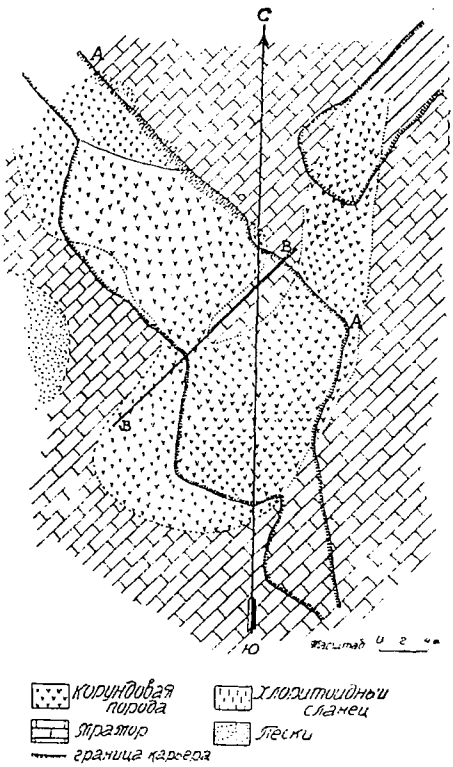


Рис. 6. Кызылташское месторождение. Карьер № 2.

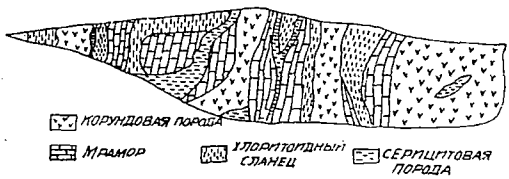


Рис. 7. Кызылташское месторождение. Карьер № 2. Зарисовка борта А — А.

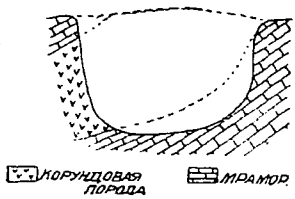


Рис. 8. Кызылташское месторождение. Карьер № 2. Разрез по линии В — В.

корунда не имеет или содержит его очень мало, главная же масса его распределена в центральных частях тел Распределение, однако, и здесь не вполне равномерное и рядом с участками, содержащими корунд до 10%, имеются участки породы с содержанием 50—90%.

Тектонические процессы, сыгравшие большую роль в окончательном формировании геологии района месторождений, наложили свой отпечаток и на месторождения,—в линзах и штоках имеются зеркала скольжения, зоны раздробления, механические контакты корунд-содержащей породы с мраморами, явления скручивания и др.

Все месторождения настолько похожи друг на друга, что после общей характеристики остается сказать немногое о каждом в отдельности.

В Кызылташском месторождении вскрыто пока два выхода. Работы ведутся открытые, двумя небольшими разрезами (рис. 6, 7, 8). Корунд отличается различной степенью крупности от 0,2—0,4 *мм* до 1,5 *мм*. Цвет его различный: синий, черный, серый.

---

[1]) Есть основание сомневаться в том, что минерал фигурирующий в рис. 4, 5, 6 и 7 под названием серицит является действительно слюдою. На основании некоторых оптических свойств его, однако, можно отнести к группе слюд. Окончательное решение вопроса принадлежит химическому анализу.

Порода Теченского месторождения, вскрытого также двумя карьерами, отличается особой плотностью и довольно постоянным содержанием корунда 40–50%.

Недавно открытое Иртяшское месторождение состоит из шести корунд-содержащих тел (рис. 9). Выходы еще не совсем вскрыты, но из всего того, что удалось наблюдать, ясно следует, что это месторождение по своему характеру совершенно аналогично двум первым. Так как месторождение еще не вскрыто, трудно судить об общем содержании корунда, но местами оно очень большое.

Корунд этого месторождения отличается разнообразием окрасок — черный, серый, белый, красноватый, синий.

Промышленное значение месторождений велико. Запасы корунд-содержащей породы для всех 3-х месторождений, выражаются цифрой в 100 000 тонн [1]). Однако, исходя из геологических данных и условий залегания корунд-содержащих тел, надо думать, что запасы района вряд ли ограничиваются только этими видимыми на поверхности выходами, — можно подозревать, содержание таких же корунд-содержащих тел и в более глубоких частях мраморов. Выявить их присутствие должна глубокая разведка всех полос мраморов.

II. Бызовское месторождение корунда. Месторождение находится у дер. Бызовой в Петрокаменском районе, Нижне-Тагильского округа. Месторождение, по своему типу, отлично от всех ранее описанных.

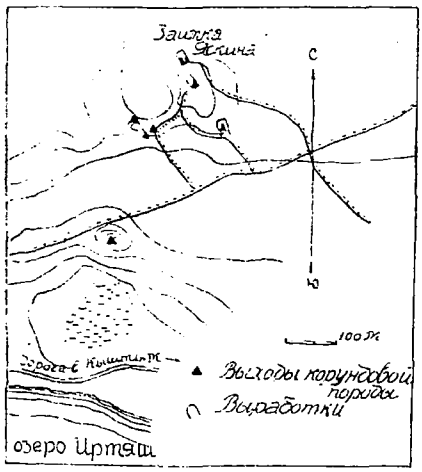


Рис. 9. Иртяшское месторождение.

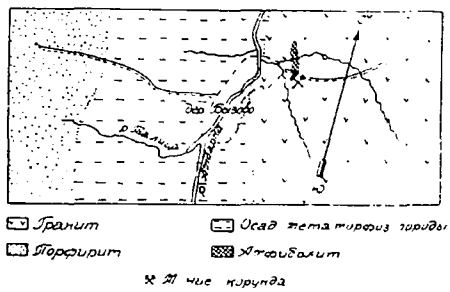


Рис. 10. Геологическая карта района дер. Бызово.

Масштаб: в 1 *см.* — 1 400 *м.*

Район месторождения представляет чрезвычайно ровную местность, почти с полным отсутствием коренных выходов (рис. 10). Лишь на западе, где мы вступаем в область развития порфиритов, появляются выходы этих пород, и местность становится более холмистой. Порфириты представлены большим количеством разностей.

На восток от месторождения мы имеем обширное поле гранитов. Граниты биотитовые и лишь в широкой полосе (около 1 *км*) вдоль западного контакта в них замечаются шлиры, обогащенные роговой обманкой. Между гранитами и порфиритами залегает полоса осадочных метаморфических пород. Комплекс этих пород представлен серыми, слабо перекристаллизованными известняками, конгломератами, а также кремнистыми породами, образовавшимися, вероятно, за счет окремнения известняков. В области контакта гранита с осадочными породами выходов не имеется, но судя по расположению Бызовского железного рудника, непосредственно к граниту прилегают, повидимому, известняки.

Вблизи контакта с осадочными метаморфическими породами, в граните залегает полоска роговообманковых, кварцево-роговообманковых—полевошпатовых, гранат-эпидотовых и др. пород; мощность их доходит до 20 *м.* Все породы связаны между собой постепенными переходами. В непосредственном контакте этих пород с гранитом присутствуют только роговообманковые породы, в средних же частях появляются гранат-эпидотовые и роговообманково-эпидотовые породы. Контакт роговообманковых пород с гра-

[1]) Согласно исследованиям, произведенным в 1927 году Институтом Прикладной Минералогии и Металлургии, цифра действительных запасов, для этих месторождений, значительно меньше.

нитом резкий, при этом, вблизи контакта, в граните наблюдаются отдельные включения роговообманковой породы, тоже, имеющие резкую границу. В роговообманковых породах нередко можно наблюдать инъекции крупнозернистых пегматитов, не резко отграниченных от них и связанных с ними постепенными переходами.

Из всего того, что удалось наблюдать в глубоких канавах, ясно следует, что роговообманковые породы по отношению к граниту являются чуждыми образованиями. Они представляют из себя, повидимому, ксенолит кровли известняка или основных пород, переработанный гранитной магмой. Подобные же породы в граните в совершенно аналогичных соотношениях удалось наблюдать также у Новой Деревни (у слияния р. Реж и р. Адуй).

В южном конце полоски роговообманковых пород проходит зона, мощностью около 8 *м*, обильно инъекцированная пегматитами. Мощность отдельных жил достигает до 2 *м*. Пегматитовые жилы образуют в роговообманковых породах довольно сложные ходы и имеют резкие зальбанды. Последнее обстоятельство заставляет думать, что пегматиты этой зоны по сравнению с упомянутыми выше, имеющими нерезкие зальбанды, являются более поздними образованиями (2-я генерация). Воздействие пегматитовых жил на окружающие породы сказалось довольно сильно,—оно выразилось в процессах: каолинизации, хлоритизации и эпидотизации.

Корунд-содержащая порода залегает в виде жилы в зоне пегматитов 2 й генерации. Простирание корунд-содержащей породы 340°, падение вертикальное, мощность до 1 *м*—местами меньше, до 10 *см*. Корунд присутствует в небольшом количестве в сильно каолинизированной желтоватой, среднезернистой полевошпатовой породе. Полевой шпат породы еще не определялся, по данным же Карножицкого (1), он относится к ортоклазу. Корунд имеет красный цвет и развит в виде вытянутых, боченкообразных, иногда хорошо образованных кристаллов, а также в виде неправильных сростков отдельных зерен. Величина выделений корунда достигает 1,5 *см*.

Непосредственно к роговообманковым породам корунд-содержащая порода не прилегает, а отделяется от них пегматитовыми жилами бо́льшей или меньшей мощности. Пегматитовые жилы дают в корунд-содержащую породу тонкие отпрыски, которые быстро исчезают, превращаясь в слюдяной след. На контакте корундово-полевошпатовой породы пегматитами развита слюдяная биотитовая оторочка, мощностью до 10 *см*.

Что касается генезиса месторождения, то, благодаря сложности, этот вопрос, впредь до изучения всего материала, остается открытым. Промышленного значения месторождение не имеет.

Список цитируемой литературы.

1. Карножицкий. Бызовское месторождение минералов. Зап. Мин. О-ва. 1896 г. XXIV, 119—127.
2. Морозевич. Опыты над образованием минералов в магме. Варшава, 1897.
3. Николаев, А. Очерк месторождений кыштымита в Кыштымском горном округе. Зап. Мин. О ва. 1918, I, 139.
4. Белянкин. О кыштымите. Изв. СПБ. Политехн. И-та. 1910 XII.

4a. Клер, М. О. М-ие корунда на земле причта Свято-Троицкой Единоверческой церкви Кыштымского завода, Екатеринбургского у. Уральск. Техник, 1917 г.

4b. Клер, М. О. Корунды и наждаки на Урале. Уральск. Техник, 1918 г.

5 Gordon, S. Desilicated granitic pegmatites. Proceed. Acad. of Nat. Soc. Philadelphia, LXXIII. 1921.

6. Hall. On the marundites and allied corundum bearing Rocks in the Leydsdorp District of the Eastern Transvaal. Transact. Geol. Soc Africa. 1922, XXV, 43—67.
7. Ферсман, А. Е. Драгоценные и цветные камни СССР, т. II, 1925 г.
8. Кузнецов, Е. Корундовые месторождения Кыштымского и Полевского районов. Мин. Сырье, 1926 г. № 2.
9. Ферсман, А., Порватов, Б. и Кузнецов, Е. Абразионные материалы, КЕПС. 1926 г.
10. Ферсман, А. Процессы замещения в гранитных пегматитовых жилах. Докл. Акад. Наук, 1926, А. Май.
11. Белянкин. „О корундовом габброиде из Кыштыма" Изв Акад. Наук, № 9, 1926 г.
12. Кузнецов, Е. и Захаров, Е. К тектонике восточного склона Урала. Бюл. М. О-ва Ест. Природы. Новая серия, т. 34. Отдел геологии, т. 4, № 1—2, 1926 г.
13. Заварицкий. Физико-химические основы петрографии изверженных горных пород. Ленинград, 1926 г.

Москва, Горная Академия.
Институт Петрографии.

В. В. Ассонов.

Месторождение шаровой кремневой гальки в Калужской губернии.

До сего времени месторождений шаровой кремневой гальки в Центральной части СССР не было описано. В довоенное время галька получалась нашей промышленностью из-за границы, преимущественно из Дании (датская галька). В послевоенное время галька для шаровых мельниц начала получаться из района Новороссийска, Туапсе, Севастополя. Качество этой черноморской гальки значительно ниже датской как по мягкости породы, так и по целому ряду технических причин; из последних можно указать легкую забиваемость неровностей гальки размалываемым цементом с образованием на ее поверхности довольно плотной корки из последнего и некоторые другие.

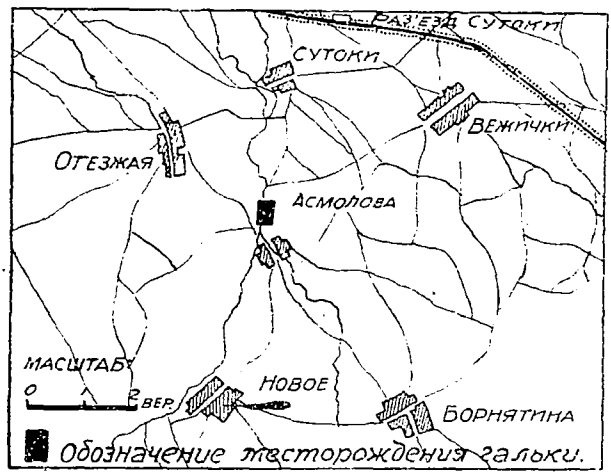


Рис. 1. Схематическая карта района д. Асмолово.

Искусственное изготовление шаровой галькй также нашло место в нашей промышленности (Украина), где, по свидетельству И. И. Гинзбурга [1]), искуственная шаровая галька получается окатыванием в шаровых мельницах в продолжении некоторого времени (до 7 суток), заранее изготовленных кубиков из кварцита, кремня и др. твердых пород. Нам известна такая окатка кремня Часова Яра и Славянского.

Неудовлетворительное качество черноморской гальки, сложность получения искусственно окатанной гальки, дороговизна ее в обоих случаях невольно ставят вопрос о замене этой гальки какой-либо другой.

Описываемое ниже месторождение шаровой кремневой гальки у с. Бычки в Калужской губернии имеет своей целью возбудить интерес промышленности к этому месторождению, которое, будучи первым месторождением шаровой кремневой гальки в Центральном Районе, сможет, может быть, частично удовлетворить потребность промышленности в этом сырье и поставить вопрос соответствующих поисковых работ в районе этого месторождения.

На левом берегу р. Неруча в Мосальском уезде Калужской губернии у д. Новое Асмолово, лежащей против мельницы дер. Бычки, рис. 1, под самой деревней по бичевнику реки можно наблюдать следующее обнажение (схематично):

Q_1 1) Валунная глина.

Cr_2 2) Опока турона.

(Эти слои наблюдаются в оползне, маскирующем подстилающие сеноманские фосфоритовые слои).

[1]) Р. Выржиковский: „Месторождение кремня и кремневой гальки в Подолии“.— „Поверхность и Недра“. № 3—31, т. V. 1927 г.

3) Глауконитовый песок, переходящий внизу в слой кварцевого гравия—видимая мощность—около 0,5 *м*.

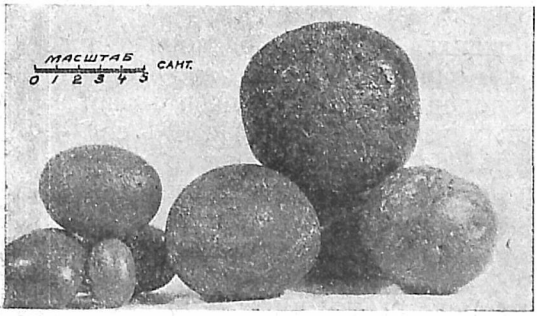
4) Галечник из прекрасно окатанных кремней, окатанных плиток сливного песчаника, частью желваков фосфорита, пересыпанный крупным кварцевым гравием—средняя видимая мощность—около 0,25 *м*.

C_1^{la} 5) Слюдистые глинистые пески, частично рыхлый песчаник и пластичные серые глины с растительными остатками—основание угленосной свиты—видимая мощность—1, 5—3,5 *м*.

C_1^{isch} 6) Слои мергеля, выступающие над уровнем реки—видимая мощность—0,5 *м*[1]).

От самого выхода слоя с галькой (4) и до берега реки, а отчасти и по дну речки толстым слоем лежат вымытые шарообразные и плоские гальки разных размеров, слегка перемежаясь с плитами сливного песчаника. Иногда в этот песчаник „впаяны“ гальки кремня.

Сама кремневая галька представляет собой или шары или довольно толстые округлые лепешки; в значительно мѐньшей мере какие-либо другие формы-кубики, „батоны“ и т. п. Сливной песчаник почти всегда выражен плитками бо́льшей или мѐньшей окатанности. Поверхность плит неровная, источенная; поверхность шаровой гальки довольно



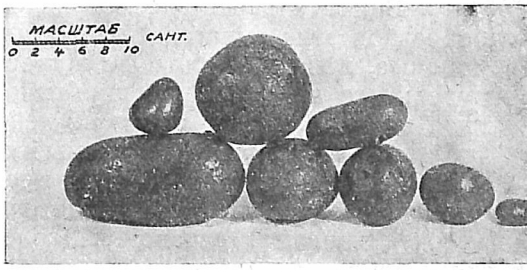


Рис. 2. Образцы шаровой кремневой гальки.

гладкая, матовая; в расколе галька состоит из сплошного черного кремня, совершенно однородного; по периферии заметна небольшая корочка выветривания. Преобладающий размер галек около 10—12 *см* в поперечнике, рис. 2.

Для месторождения значительную роль играет „режим“ реки—поднятая вода иногда покрывает выход галечника; уровень меженных вод не доходит до него, частично покрывая чернышевские известняки.

Выход галечника виден на протяжении около 100 *м*; в своих обоих концах он закрыт оползнями.

Сопоставляя это месторождение шаровой кремневой гальки и его общий habitus с некоторыми другими обнажениями этого же района, где были встречены выходы аналогичного гравия и сливного песчаника (Струве, Кудрявцев), невольно напрашивается мысль о возможности нахождения шаровой гальки в других местах.

Вполне естественно предположение, что размытые меловой трансгрессией кремневые прослои каменноугольных известняков, имеют более широкое распространение и специальные поиски в этом направлении могут принести положительные результаты.

Москва, 29/IX—27 г.

---

[1]) Геолог С. А. Добров, также наблюдавший это обнажение, отнес эти мергеля на основании собранной им фауны слоя к чернышевскому горизонту. (Отчет С. А. Доброва. Известия Геологического Комитета, 1921 г. № 7).

Л. В. Пустовалов.

Доломиты Тверской губернии.

Летом 1923 г. мною и В. Г. Хименковым был собран материал по каменноугольным отложениям Поволжья Тверской губ. Одна часть его, относящаяся к серпуховскому ярусу, была подробно изучена Я. В. Самойловым и мною [1]), другая же часть, характеризующая отложения московского яруса, обработке подвергнута не была за отсутствием утонченной стратиграфии этого района.

Лишь в последнее время мною были произведены некоторые химические опробования пород московского яруса. В строении последнего, между прочим, играют весьма существенную роль так называемые „мергеля". В геологической литературе мы находим следующее указание: „Особенно широко, почти повсеместно, распространены розовые и белые, плотные, то весьма твердые, то более мягкие и хрупкие мергеля. Значительно реже встречаются мергеля светло-желтоватого, зеленоватого и фиолетового цвета" [2]).

Внимательное рассмотрение имевшихся в моем распоряжении образцов этих „мергелей" показало, что они представляют собой однородные, довольно плотные и твердые породы (тв. ок. 4), значительного удельного веса, обладающие раковистым изломом; холодная 10% соляная кислота на них почти не действует. На основании этого следовало сделать заключение, что мы имеем здесь дело не с мергелями, а доломитами. Произведенная мною реакция Hinden'a подтвердила это предположение. Об этом же свидетельствовала также полученная термическая кривая [3]) (остановки около 765° и 890°).

Образец слабо-розоватого, почти белого, доломита — „мергеля" из обнажения на $1^1/_2$ *км* ниже г. Зубцова, правый берег р. Волги был подвергнут химическому анализу. Результаты анализа таковы:

	I	II
SiO_2	1,34	—
$Al_2O_3 + Fe_2O_3$	0,82	—
CaO	29,79	30,42
MgO	21,55	21,86
Пот. при прок. (CO_2),	47,14	47,72
	100,64	100,00

Во втором столбце приведен теоретический состав нормального доломита—$CaMgC_2O_6$. Потеря при прокаливании исследованного доломита (47.14) почти в точности отвечает количеству CO_2, необходимому для насыщения CaO и MgO углекислотой (47.07).

Из приведенного анализа следует, что розоватый „мергель" из обнажения на $1^1/_2$ *км* ниже г. Зубцова является почти чистым нормальным доломитом.

После этого были произведены анализы еще трех образцов доломитов московского яруса Тверской губ.: I—из обнажения на 3—4 *км* выше г. Старицы, правый берег; II—на 1 *км* выше дер. Слободы

[1]) Я. В. Самойлов и Л. В. Пустовалов. К литологии карбонатовых осадочных пород. Известняки и мергеля Поволжья Тверской губ. Труды Института Прикладной Минералогии и Металлургии, вып. 26, М. 1926.

[2]) В. Г. Хименков. Предварительный отчет об исследовании 1911 г. центральной и северо-восточной части 43 листа 10-верстной карты Европейской России. Известия Геологического Комитета. XXXI. 1912.

[3]) Я. В. Самойлов и Л. В. Пустовалов, ibid.

и III—обнаружено близ с. Знаменского, правый берег; IV — доломит Щелково, близ Москвы [1]) (приводится для сравнения).

	I	II	III	IV
SiO_2	2,81	1,94	2,91	0,80
$Al_2O_3 + Fe_2O_3$	0,92	0,77	1,13	1,52
CaO.	28,76	29,59	29,38	32,72
MgO	21,25	21,32	20,89	19,84
Потери при прок. . . .	45,99	46,94	46,07	—
	99,73	100,56	100,38	

P_2O_5 и SO_3 отсутствуют.

Приведенные аналитические данные показали, таким образом, что те породы московского яруса, которые ранее принимались за мергеля и описывались в геологической литературе как таковые, на самом деле являются довольно чистыми нормальными доломитами. Во всяком случае, все четыре проанализированные образца, особенно первый—из обнажения на $1^1/_2$ *км* ниже г. Зубцова, не уступают по своей чистоте щелковскому доломиту, с успехом идущему для промышленных целей. Содержание же магнезии в тверских доломитах несколько больше, чем в доломите из Щелково. Тверские доломиты удовлетворяют также и второму требованию, предъявляемому техникой: они весьма тверды и прочны.

Следует отметить, что в моем распоряжении был материал лишь из обнажений по берегам р. Волги, т.-е. из узкой полосы, проходящей среди пород московского яруса. Поэтому следует думать, что при более детальных поисках доломита, последний может быть найден в пунктах, более выгодно расположенных географически по отношению к путям сообщения. Не исключена также возможность обнаружить еще более чистые доломиты, чем исследованные образцы.

Широкое распространение тверских доломитов в центральном промышленном районе, покрытом сетью железных дорог, а также—вблизи дешевого водного пути, каковым является р. Волга, заставляет видеть в тверских доломитах новый, еще не тронутый и вместе с тем легко доступный для широкой разработки, источник минерального сырья.

Москва.

Инж. С. А. Титов.

Риддерский опытный электролитно-цинковый завод [2]).

Мокрое извлечение цинка из концентрата, благодаря большему выходу металла и высокой его чистоте, является в настоящее время наиболее целесообразным способом получения цинка из сульфидных руд. Промышленное применение способа начато было почти одновременно в 1913—1914 г. г. двумя американскими компаниями: — Consolidated Smelting & Mining Co в Канаде и Anaconda Copper Co в С. Ш. С. А. В настоящее время обе эти компании получают каждая около 300 *т* электролитного цинка в сутки. В 1917—1918 г. австралийская компания Electrolytic Zinc Co начала переработку концентратов знаменитых рудников Broken Hill, используя гидрометаллургический процесс, в то время как раньше концентрат вывозился в Европу, где подвергался пере-

[1]) Н. М. Федоровский. Опыт прикладной минералогии. Научно-Технич. Из—во. Ленинград, 1924, стр. 95.

[2]) Проект завода был составлен инж. Н. В. Мелузовым, инж. Д. Г. Новиковым и инж. С. А. Титовым под руководством инж. В. А. Пазухина. Постройкой и работой завода до января м-ца 1927 г. руководил завед. заводом инж. Н. В. Мелузов. С 1 января 1927 г. заведывание заводом перешло к инж. С. А. Титову.

работке старым дистилляционным способом. В Европе гидрометаллургический способ также начинает находить применение (заводы во Франции и в Италии).

Процесс в общих чертах состоит в обжиге концентрата, в выщелачивании обоженного продукта серной кислотой (10—15% H_2SO_4), в очистке полученного раствора сернокислого цинка от металлов вредящих нормальному течению электролиза, и в электролизе очищенного сульфата цинка. Выщелачивание ведется в две стадии; первая—нейтральное выщелачивание и вторая—кислое. В нейтральном выщелачивании производится нейтрализация части отработанного электролита избытком концентрата, при этом имеется в виду не столько выщелачивание цинка, сколько очистка раствора от железа, мышьяка и сурьмы. При кислом выщелачивании вся твердая часть пульпы, с нейтрального выщелачивания, обрабатывается избытком отработанного электролита (10—15% H_2SO_4), оставляя по окончании реакции около 0,5% H_2SO_4). В кислом выщелачивании происходит максимальное извлечение цинка. Раствор с кислого выщелачивания поступает на нейтральное, а с последнего идет на очистку от меди и кадмия цинковой пылью. В настоящее время в Америке строится компанией Bunker Hill & Sullivan Mining & Concentrating Co завод для выщелачивания концентрата по способу Tainton. Этот способ состоит из выщелачивания крепким раствором серной кислоты (30%), при чем пульпа нагревается почти до кипения, очистка цинковой пылью также ведется в горячем растворе, при электролизе употребляется бо́льшая плотность тока и раствор содержит большое количество свободной кислоты (28—30%). Преимущества этого способа: нет надобности в тщательном контроле обжига для избежания образования феррата цинка, нерастворимого в слабой серной кислоте; меньшая кубатура здания; более толстый и более гладкий осадок катодного цинка; нет надобности в очень тщательной очистке раствора перед поступлением его на электролиз, можно допускать промывку кэков большим количеством воды и следовательно оставлять в них меньшее количества сульфатного цинка. Насколько этот способ более рационален покажет ближайшее будущее.

Я не буду подробно останавливаться на сравнении выгодности старого дистилляционного и нового электролитного способа, укажу только, что стоимость постройки электролитного завода и электрической станции для него немного больше, чем для завода дистилляционного одинаковой производительности, принимая, что электролитный завод будет расположен в Риддере, а дистилляционный в Экибастузе. Число рабочих для электролитного завода много меньше, чем для дистилляционного, что чрезвычайно важно в смысле затраты средств на жилстроительство. Извлечение можно считать почти одинаковым (по заграничной практике), хотя при работе концессионеров на Экибастузе дистилляция давала только 35% извлечения цинка против 90% при электролитном способе и 87% извлечения для хорошо сконструированных дистилляционных заводов, работающих на чистых концентратах. Качество получаемого цинка, конечно, не может быть сравниваемо, так как электролитный цинк много чище дистилляционного, хотя бы подвергнутого рафинировке (для военной латуни в настоящее время употребляется только электролитный цинк). Желающих более подробно ознакомиться с экономическими выводами и с самим процессом гидрометаллургии цинка отсылаю к следующим работам [1]).

Общая продукция цинка в С. Ш. С. А. в 1923 г. была—510 434 малых тонн, из них электролитного цинка—71088 тонн или 13,9% от общего количества.

---

[1]) Вандербеллен. Риддерское свинцово-цинковое дело. Ярков. Державин и Врублевский. Риддерское месторождение полиметаллических руд.

Ralston. Hydrometallurgy & Electrolytic deposition of Zinc.

Liddel. Handbook of Non-ferrous Mettallurgy. Transactions of the Amer. Inst. of Min. & Metal. Eng. Vol. LXX 1924. Article Tainton'a.

В С. Ш. С. А. было добыто электролитного цинка (в малых тоннах) [1]):

1919	1920	1921	1922	1923
27 056	51 626	11 559	55 369	71 088

Электролитные заводы, начав свою работу во время войны, благополучно пережили послевоенный упадок цен на металлы (за исключением маленьких заводов, построенных со спекулятивной целью) и после этого увеличили свою производительность; начинают работать новые заводы, процесс изучается для многих руд не разрабатывавшихся до сих пор, все это указывает на большую жизнеспособность гидрометаллургического процесса и сулит ему в скором времени сделаться первенствующим способом получения цинка.

Опытный электролитно-цинковый завод, принадлежащий Риддерскому горно-промышленному предприятию, расположен в селении Риддер, Семипалатинской губ., Усть-Каменногорского уезда, на левом берегу реки Филипповки. Завод рассчитывался на проведение опытной работы по извлечению цинка из концентрата, получаемого на обогатительной фабрике переработкой руд Григорьевской шахты и Сокольного рудника.

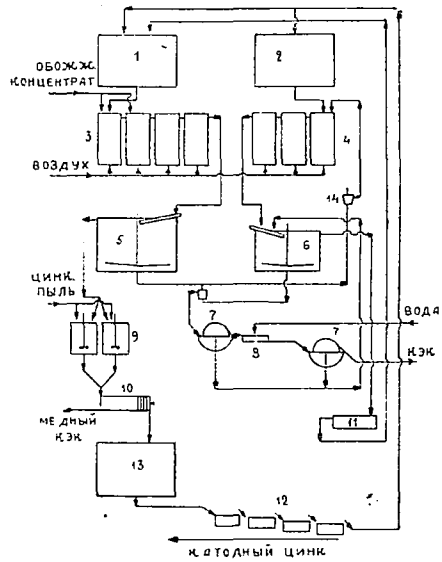


Рис. 1. Схема процесса: 1 — Сборный чан № 1; 2 — Сборный чан № 2; 3 — Пачуки нейтрального выщелачивания — 4 шт.; 4—Пачуки кислого выщелачивания—3 шт.; 5 — Сгуститель Дорра нейтрального выщелачивания; 6 — Сгустителя Дорра кислого выщелачивания; 7 — Фильтры Оливера—2 шт.; 8—Репульпер; 9—Агитаторы для очистки раствора—2 шт.; 10—Фильтр-пресс; 11—Экстрактор с железным скрапом; 12—Электролитные ванны; 13—Сборный чан № 4; 14 и 15 — Диафрагмовые насосы.

Производительность завода была определена в 1 тонну цинка в сутки. Постройка была начата в июне 1925 г., и осенью того же года здание завода было отстроено. Из-за недостатка в то время электроэнергии и так как оборудование, заказанное за границей, не пришло к моменту окончания постройки завода, было решено пустить завод на имевшемся небольшом мотор-генераторе с производительностью 160 *кг* цинка в сутки. Так как постройка обогатительной фабрики не была закончена и так как единственная печь для обжига концентрата, помещавшаяся на сернокислотном заводе, была в разрушенном состоянии, то электролитный завод был пущен на имевшемся запасе обожженного концентрата, полученного концессионерами. В то же время были начаты постройкой обжигательная печь и ремонт сернокислотного завода, чтобы иметь возможность исследовать первую ступень и одну из самых важных гидрометаллургии цинка—обжиг.

Обожженный цинковый концентрат поступает в выщелачивательные чаны Пачука с воздушной агитацией, туда же поступает отработанный электролит из сборного чана № 1 (рис. 1). Кислота целиком нейтрализуется в Пачуках избытком концентрата и пульпа (смесь раствора с концентратом) выходит

[1]) Mineral Industry 1923.

из 4-го Пачука в сгуститель Дорра, откуда верхний слив поступает в сборный чан № 3 и уже оттуда раствор по мере надобности перекачивается в агитаторы, где очищается от меди присадкой цинковой пыли и, пройдя фильтр-пресс, поступает в сборный чан № 4, откуда и идет на электролиз. Отработанный электролит перекачивается в сборные чаны №№ 1 и 2. Сгущенный ил из сгустителя Дорра перекачивается диафрагмовым насосом в 3 агитатора Пачука, включенные последовательно; туда же поступает раствор из сборного чана № 2. Из 3-го Пачука пульпа выходит слабо кислой и поступает в другой сгуститель Дорра, откуда верхний слив, проходя экстрактор с железным скрапом (для высаживания избытка меди) собирается в сборный чан № 1. Сгущенный ил фильтруется на вакуум-фильтре Оливера и кэк выбрасывается в зумф, помещенный вне здания завода, а фильтрат поступает обратно в сгуститель Дорра.

Как уже было сказано, не было возможности пустить завод по вышеприведенной полной схеме из-за отсутствия необходимой аппаратуры, энергии и кислоты. Работа велась с одним нейтральным выщелачиванием (рис. 2). Кроме агитаторов Пачука для выщелачивания концентрата были устроены

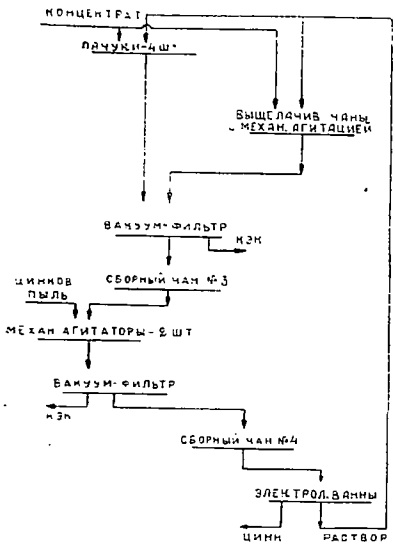


Рис. 2. Схема процесса принятая на Риддерском заводе.

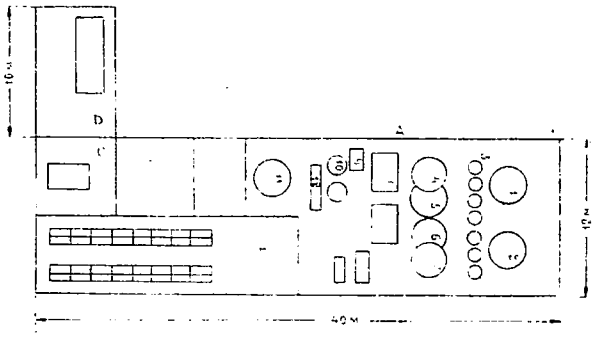


Рис. 3. План завода: A—выщелачивательное отделение; B—электролитное отделение; C и D—подстанция; E—лаборатория; 1 и 2—сборный чан кислого раствора; 3—пачуки; 4 и 7—пульпообразователи; 5 и 6—сгустители; 8—фильтры Оливера; 9—сборник для верхняго слива из сгустителя; 10—агитаторы для очистки раствора: 11—сборный чан чистого раствора.

еще выщелачиватели с механическим перемешиванием, но они были установлены как коллекторы между Пачуками в случае их периодической работы (в начале работы завода), а не непрерывной, и сгустителями Дорра—аппаратами, работающими непрерывно. 4 Пачука нейтрального выщелачивания загружались каждый в отдельности раствором серной кислоты и концентратом; по окончании работы пульпа перекачивалась в механический агитатор, который в дальнейшем будем называть сокращенно пульпообразователем. Из пульпообразователя пульпа самотеком поступала в ванну рамчатого фильтра Буттерса, фильтрат собирался в сборный чан № 3, а кэк выбрасывался. Из сборного чана № 3 раствор закачивался для его очистки цинковой пылью в два маленьких механических агитатора и после очистки фильтровался вакуум-фильтром очень простой конструкции. Чистый раствор вытекал из фильтра в маленький зумф, а оттуда закачивался в сборный чан № 4 и шел на электролиз.

Здание и оборудование. Здание термолитовое, длиною 40 и шириной 12 *м*. Помещение разделено на четыре части—выщелачивательное отделение. электролитное, подстанция и лаборатория; на втором этаже конторка, рис. 3. Здание отапливается четырьмя голландскими печами.

Выщелачивательное отделение занимает площадь в 260 $м^2$ и высотой 6 $м$. Пол бетонный, асфальтированный, имеет небольшой уклон к середине здания. Чаны № 1, № 2, № 3 и № 4 имеют 3 $м$ в диаметре и $1^1/_2$ $м$ высоты; емкость каждого чана 10,6 $м^3$. Выщелачивательных чанов Пачука—7 штук, размеры всех их одинаковы—1 $м$ в диаметре и 2,75 $м$ высотой; четыре Пачука служат для нейтрального выщелачивания и три—для кислого, рис. 4.

Пульпообразователи—деревянные чаны диаметрами $2^1/_2$ $м$, высотой $1^3/_4$ $м$. Мешалки в них деревянные, насаженные на стальной вал, покрытый свинцом. Сгустители Дорра как для нейтральной, так и для кислой пульпы расположены оба рядом под пульпообразователями. Чан нейтрального сгустителя имеет в диаметре 3 $м$ и высоту $1^1/_2$ $м$; диаметр сгустителя для кислой пульпы $2^1/_2$ $м$ и высота его 1 $м$. Вал с гребками у сгустителей делает один оборот в 5 минут. Пульпа из сгустителей передается диафрагмовыми насосами, которые были установлены в конце 1926 г,

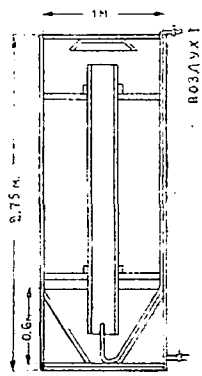


Рис. 4. Выщелачивательный чан Пачука.

Перед сгустителями расположены два фильтра Оливера. Барабан фильтра имеет в диаметре 6 футов и длину 4 фута; фильтровальная ткань суконная. Ванны фильтров снабжены механическим и воздушным перемешиванием пульпы. Кэк с первого фильтра идет в репульпер, где перемешивается с небольшим количеством воды и поступает во второй фильтр, с ножа последнего падает в желоб, откуда на тачке вывозится в зумф. Фильтры Оливера прибыли в Риддер в конце 1926 г. До прибытия этих фильтров фильтрование производилось рамчатым фильтром типа Буттерса, состоящим из четырех рам с общей фильтрующей поверхностью в 9,4 $м^2$. Кэк по желобу смывался водой в зумф. Очистка раствора от меди производится в двух агитаторах с механическим перемешиванием; мешалки имеют форму пропеллеров и делают 60 оборотов в минуту; чаны агитаторов имеют $1^1/_2$ $м$ в диаметре и $1^1/_2$ $м$ высоты. Фильтрация раствора после очистки производится в настоящее время фильтр-прессом Шривера, число рам фильтра—40, размер 24×24 дюймов. Фильтр-пресс начал работать в 1927 г., а до этого фильтрование производилось вакуум-фильтром, состоявшим из деревянной ванны, обложенной снаружи свинцом, в которой на $^3/_4$ высоты от дна была положена деревянная решетка с фильтровальной тканью, а сверху натягивался еще один слой фильтровальной ткани. Из-под решетки воздух откачивался вакуум-насосом. Фильтрация была хорошая, раствор получался совершенно прозрачный.

Воздух в Пачуки подается компрессором фирмы Крупп. Фильтры Оливера обслуживаются вакуум-насосом Оливера $9^1/_2 \times 8''$; при работе в 1926 г. вакуум-насос был такой же системы, но несколько больших размеров. Воздух для отдувания кэка с фильтра получается от компрессора Оливера $5^1/_2 \times 4''$ с нормальным числом оборотов 450 в минуту, давление 50 фунтов.

Растворы перекачиваются центробежными насосами и только фильтр-пресс обслуживается поршневым трехцилиндровым насосом. Под сборными чанами № 1 и № 2 помещены малая дробилка Блэка и шаровая цилиндрическая мельница диаметром 0,8 $м$ и длиной 1 $м$; их назначение—измельчение известняка, слежавшихся комков цинкового концентрата и медной руды, так как некоторый период завод, кроме цинкового купороса, вырабатывал цементную медь.

Электролитное отделение занимает площадь в 104 $м^2$ и имеет высоту 6 $м$. Пол—бетонный, асфальтированный. В 1926 году были установлены 12 электролитных ванн, расположенных в два каскада по 6 ванн. Электролит подводился из сборного чана № 4 по свинцовой 3″ трубе и по 1″ трубкам поступал в первую и третью ванны каскада. Перелив электролита из ванны в ванну

происходил по 1″ трубкам. Ванны деревянные, просмоленные, изнутри обложены рольным 3-х *мм* свинцом; длина ванны 1,11 *м*, ширина 0,6 *м* и глубина 0,81 *м*. Катодная шина расположена по одной стороне ванны, а анодная по другой. Шины представляют собой медные полосы, поставленные на ребро и врезанные на часть своей высоты в борт ванны и залиты варом. В ванне помещались три катода и четыре анода. Катоды алюминиевые размером 0,72 × 0,51 *м* и толщиной 3 *мм*. Алюминиевый лист зажат между двумя медными полосами на заклепках; медная штанга обложена свинцом. Аноды свинцовые размером 0,71 × 0,48 *м* и толщиной 3 *мм*. Анодная штанга сделана так же, как и катодная. Общая рабочая поверхность катодов в ванне—1,89 $м^2$; анодов—1,8 $м^2$. Для лучшего контакта между шинами и анодными и катодными штангами последние прижимаются к шинам струбцинками. Кислый раствор из последней ванны стекает в желоб и оттуда по свинцовой трубе идет в зумф, имеющий в диаметре 3 *м* и глубиной $1^1/_2$ *м*. В конце 1926 года были поставлены новые ванны в количестве 32 штук. Ванны деревянные, выложены рольным 3-х *мм* свинцом. Расположены они в четыре каскада по 8 ванн. Размер ванн: длина 1,1 *м*, ширина 0,56 *м* и глубина 0,87 *м*; поставлены ванны на фарфоровых изоляторах. Шины разрезные (рис. 5) расположены по одной стороне ванны на пропарафиненных деревянных брусках. Раствор подводится к каждой ванне. Ванны снабжены змеевиками из 1″ свинцовой трубы, по которым протекает вода, охлаждающая электролит. Катодов помещается 9 штук и анодов 10 штук. Алюминиевые катоды имеют размер 890 × 500 × 3 *мм*; свинцовые аноды 880 × 480 × 6 *мм*. Общая рабочая поверхность катодов—7,7 $м^2$. В электрическую цепь все ванны включены последовательно.

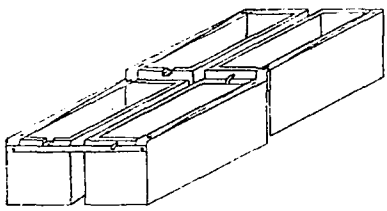


Рис. 5. Соединение шин на электролитных ваннах.

Помещение подстанции занимает площадь в 33,6 $м^2$. Высота помещения 6 *м*. Пол бетонный. Ток на подстанцию подается трехфазный, напряжением 500 вольт. Постоянный ток для ванного отделения получается от динамо постоянного тока Belfort в 42 вольта и 640 ампер, приводимой в движение мотором Belfort в 50 л. с., 500 вольт. Для установки нового аггрегата сделана пристройка. Мотор-генератор состоит из синхронного мотора в 330 л. с., 500 вольт, 50 периодов, с возбуждением 50 вольт и 38 ампер и двух динамо постоянного тока по 200 ампер и 55—40 вольт. На ванны динамо могут работать включенными последовательно, давая 2 000 ампер при 110 вольтах и параллельно при 4 000 ампер и 55 вольтах. Возбудитель для сихронного мотора состоит из динамо постоянного тока на 50 вольт, 200 ампер и мотора 500 вольт, 20,2 ампер 50 периодов.

Выщелачивание, очистка и электролиз.

Выщелачиваемый концентрат не был постоянен по процентному содержанию в нем элементов, как это видно из прилагаемой таблицы:

Zn — от 38,26% до 43,99%;	Al_2O_3 — 1,01% до 3,5%;	Au — 9,6 *г* в тонне
Pb — „ 9,73% „ 15,84%;	CaO — 0,60% „ 2,11%;	и до 16 *г* „ „
Cu — „ 1.69% „ 4.21%;	Нер. ост. 8,8% до 14,84;	Ag — 191,2 *г* в тонне
Fe — „ 6,55% „ 12,01%;	S — 4,24% до 7,64%;	до 352 *г* в тонне.

Концентрат был слежавшийся и засоренный.

С целью испробовать как влияет концентрация кислоты в выщелачивательном растворе на извлечение цинка и дальнейшую обработку пульпы выщелачивание производилось растворами различной кислотности. Нейтрализация кислоты и высаживания железа, алюминия и растворимой кремнекислоты

производились в самом же выщелачивательном чану либо избытком концентрата, либо известняком. В последнем случае извлечение было, конечно, выше, но дальнейшая обработка пульпы доставляла некоторые затруднения. Чем больше кислотность раствора, тем выше извлечение цинка при прочих равных условиях и потому при нейтрализации кислоты концентратом извлечение из каждой порции прибавляемого концентрата уменьшается, а следовательно, и общее извлечение цинка из всего загруженного концентрата будет уменьшаться. В приводимой таблице показано извлечение цинка при выщелачивании концентрата раствором различной кислотности.

Кол. H_2SO_4 в растворе идущем на выщелачивание	Растворимого цинка в остатке %	Извлечение Zn %	Примечание
205,6 *г*	6,86	83,8	
152,0 „	8,69	80,6	Концентрат содержит 39,7% цинка.
101,8 „	12,94	72,0	
50,0 „	15,30	66,7	

На графике (рис. 6) показано падение извлечения цинка по мере прибавления концентрата.

Продолжительность выщелачивания складывается из нескольких величин, а именно: из времени, необходимого для нейтрализации всей кислоты и высаживания большей части железа и кремнекислоты, и из времени, необходимого для осаждения железа и кремнекислоты до минимального их содержания в растворе и для коагуляции осажденных примесей, т.-е. для придания пульпе состояния хорошего отстаивания и фильтрации. Общая продолжительность операции выщелачивания колеблется в зависимости от кислотности раствора, от состава концентрата, от способа обжига концентрата, от способа загрузки его в выщелачивательные чаны, от конструкции выщелачивательных чанов и от многих других причин. При большей концентрации кислоты в растворе максимальное извлечение цинка достигается в меньший период времени, чем при выщелачивании слабокислым раствором, но возрастает продолжительность второго периода, т.-е. осаждение примесей и коагуляция. При тщательном контроле обжига, избегая образование растворимых силикатов, продолжительность выщелачивания уменьшается; при непрерывной загрузке концентрата выщелачивание также занимает меньше времени, чем при загрузке отдельными порциями; то же получается при одновременной загрузке всего количества концентрата, необходимого для нейтрализации кислоты, осаждения примесей и коагуляции пульпы, но извлечение цинка немного уменьшается. Ниже привожу графику (рис. 7) выщелачивания 5 *кг* концентрата в лабораторном агитаторе раствором содержащим 200 *г* H_2SO_4 в литре. Раствор по окончании

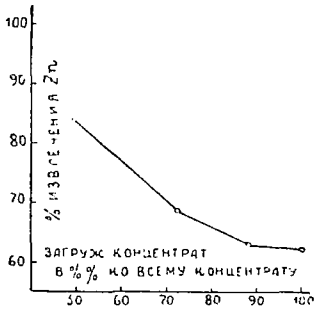


Рис. 6. Зависимость извлечения цинка от количества загруженного концентрата.

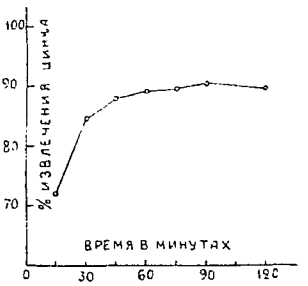


Рис. 7. Извлечение цинка из концентрата.

выщелачивания содержал около 2 *г/л* H_2SO_4. Концентрат содержал 39,7% цинка; 46,24% концентрата проходили сито в 200 меш. Как видно, максимальное извлечение цинка достигалось через $1^1/_2$ часа. При выщелачивании в пачуках и пульпообразователях общая продолжительность выщелачивания колебалась от 8 часов до суток.

Количество меди, остающейся в растворе после выщелачивания, колеблется в зависимости от состава концентрата, от величины загрузки его и от начальной кислотности раствора. Извлечение меди доходило до 50% от ее содержания в концентрате. В раствор переходило незначительное количество железа. При выщелачивании концентрата с содержанием Fe окиси—7,52% и Fe закиси—1,82% извлечение было:

При выщелачивании	водой	Fe окиси 1,33%
„ „	„	Fe закиси 0,022%
„ „	10% H_2SO_4	Fe окиси 8,38%
„ „	10% H_2SO_4	Fe закиси 15,93%
„ „	30% H_2SO_4	Fe окиси 60,90%
„ „	30% H_2SO_4	Fe закиси 42,30%

По мере нейтрализации кислоты железо выпадает в виде гидрата, также возможно выпадают основные сульфаты. Падение извлечения железа в зависимости от прибавленного концентрата видно из графика (рис. 8). Начальная кислотность при выщелачивании — 140 *г/л* H_2SO_4; концентрат содержал 8,22% Fe.

Рис. 8. Извлечение железа при выщелачивании H_2SO_4 по мере прибавления концентрата.

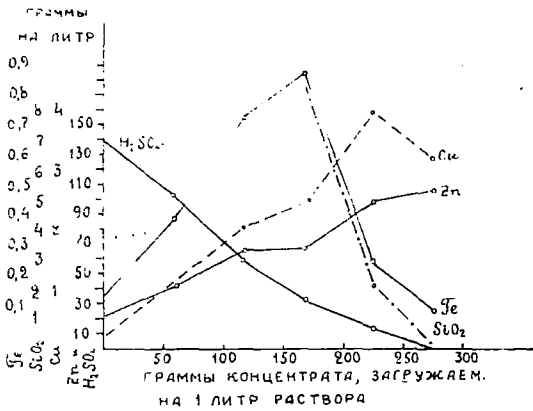


Рис. 9. Извлечение из концентрата Fe, SiO_2, Cu и Zn при выщелачивании H_2SO_4.

Выпадение железа из раствора производит очистку его от мышьяка и сурьмы. В концентрате мышьяка не было, но он присутствовал в кислоте, сурьмы были следы. Чем больше железа переходит в раствор, тем чище он будет от мышьяка и сурьмы после выпадения железа, что очень важно для получения хороших результатов при электролизе.

В раствор переходило значительное количество кремнезема. Раствор, полученный выщелачиванием концентрата, кислотой значительной крепости, причем оставлялась часть кислоты не нейтрализованной, зажелатинизировался через несколько часов его стояния.

Приводимая графика (рис. 9) дает общую картину выщелачивания. По оси абсцисс отложены количества концентрата загружаемые на литр раствора, а по оси ординат—количества элементов, переходящих в раствор, в граммах на литр. Выщелачивание велось в пульпообразователе. Количество загруженного раствора 3.630 *л* с содержанием H_2SO_4 139,89 *г/л*. Цинковый концентрат содержал—39,4% Zn. Извлечение цинка было 72,1%.

Если концентрат выщелачивался слабой кислотой, то пульпа получалась жидкая и шла в отстойный чан, так как сгуститель Дорра не был оборудован,

раствор декантировался и шел на очистку от меди, а сгущенная пульпа фильтровалась рамчатым фильтром Буттерса; при выщелачивании же раствором достаточно крепкой кислотности вся пульпа непосредственно фильтровалась. После насасывания кэка слоем около 1″ толщиной фильтр переносился в ванну с водой и производилось просасывание воды через толщу кэка. Результаты промывки были очень плохие, так как много сульфатного цинка уходило с кэком,

например: кэк до промывки содержал Zn в виде сульфата 9,5%
„ после промывки содержал Zn в виде сульфата . . . . 9,1%.

Тогда решено было сбрасывать кэк с фильтра в ванну, агитировать его некоторое время с водой и затем снова насасывать на фильтр. Результаты были много лучше:

Кэк до промывки содержал Zn 16,85%
„ после промывки содержал Zn . . . . . 8,72%.

Следующая ступень в добыче цинка была очистка раствора от меди. Из сборного чана № 3 раствор, содержащий от 1 до 3 *г* меди на литр, перекачивался центробежным насосом в 2 агитатора. Очистка велась цинковой пылью до содержания меди в растворе меньше 10 *мг* на литр. При промышленном производстве цинка степень очистки будет диктоваться стоимостью энергии, идущей на электролиз, и стоимостью цинковой пыли и труда, затрачиваемых на очистку, так как чем чище раствор, тем меньше будет расход энергии при электролизе, но тем дороже будет стоить сама очистка. Цинковая пыль, употреблявшаяся для очистки, содержала по анализу произведенному в Томском Технологическом Институте, 98,3% общего цинка и 94,4% цинка в виде металла; меди, железа, серебра и золота—нет; осадительная способность 93,95% от теоретической; ситовый анализ (сита I. M. M.) +200 — 2,8% и — 200 — 97,2%.

Первые опыты по очистке давали большой расход цинковой пыли и в растворе оставалось значительное содержание меди, но уже в скором времени удалось снизить расход пыли и давать раствор с очень малым содержанием меди.

Продолжительность агитации 2 $м^3$ раствора с пылью была, при нормальных условиях, 2 часа. Следующая табличка показывает, что определенное количество загруженной пыли давало через $1^1/_2$ часа максимум высаживания меди. Агитировались 2 $м^3$ раствора, содержащего 1,875 *г/л* Cu. с 5 *кг* цинковой пыли. Пробы брались через 30 минут.

Время после загрузки в минутах	Cu *мг* в литре раствора
—	18.75
30	7,59
60	7,88
90	3,55
120	3,89
150	3,74

Использованне цинковой пыли около 70%.

Присутствие в растворе железа, кремнезема и других примесей увеличивает расход цинковой пыли; окисное железо восстанавливается до закисного, кремнезем осаждается; так, например, раствор, содержавший до прибавки цинковой пыли 246 *мг* в литре SiO_2, после агитации с пылью содержал 152 *мг* в литре SiO_2. Раствор содержал некоторое количество азотистой кислоты, что вызывало также лишний расход пыли, шедший на восстановление ее. При очистке нейтрального раствора происходит образование основной сернокислой соли цинка и раствор мутнеет. Выпадение основной соли ведет к некоторой потери цинка, если получающийся при фильтрации раствора медный кэк

не подвергать дальнейшей обработке. Чем полнее мы производим очистку, тем беднее по содержанию меди получается кэк:

Загружено цинк. пыли в *кг*	Cu *мг/л* после загрузки пыли	Медный кэк	
		Zn %	Cu %
5	101	1,70	74,89
10	1,6	32.96	42.96

Электролиз Электроосаждение цинка возможно только благодаря высокому перенапряжению водорода на нем. Tainton [1]) говорит: „Проблема получения цинка есть проблема непрерывного поддерживания высокого перенапряжения водорода на всех точках катода". Все факторы, влияющие на сильное уменьшение перенапряжения водорода должны быть удалены.

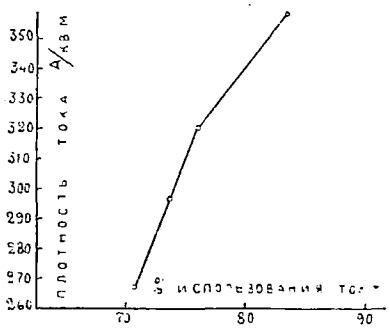


Рис. 10. Процент использования тока в зависимости от его плотности.

Эти факторы следующие: низкая плотность тока, высокая температура, шероховатая поверхность металла и элементы, на которых перенапряжение водорода небольшое. Так, например, если на какой-нибудь точке цинка осела медь, то в этой точке будет выделяться водород, и цинк вокруг будет растворяться, так как при электролизе идут две реакции друг другу противоположные—осаждение цинка и его обратное растворение в кислом растворе:

1) $Zn^{\cdot\cdot} \rightarrow Zn$ металл.
2) Zn металл $\rightarrow Zn^{\cdot\cdot}$

При выделении водорода в какой-нибудь точке катода первая реакция будет замедляться или совсем прекратится и в данном месте получится разъедание цинка. Влияние меди на использование тока видно из приводимой таблицы.

Плотность тока 294 ампера на $м^2$.

Cu *мг/л*	Использов. тока
4,33	83,30
7,32	80,40
7,89	76,70
21.32	65,00

Повышение плотности тока при прочих равных условиях также увеличивает использование тока (рис. 10).

Электролит в ванны поступал обыкновенно нейтральным и содержал от 50 до 109 *г/л* цинка. Выходящий с электролиза раствор содержал от 50 до 140 *г/л* серной кислоты. Использование тока только в электролизе № 1 и № 3 (в начале работ) было 65 и 66%, все же остальные электролизы прошли с использованием тока от 70,69% до 83,3%. Максимальный расход энергии на 1 *кг* цинка был 4,8 kWh и минимальный—3,6 kWh. Как видим, расход энергии был слишком велик, но это объясняется тем, что были частые остановки в подаче тока на завод, во время которых цинк начинал растворяться с катодов, хотя бы и старались в таких случаях возможно скорее

[1]) Trans. Am. El. Chem. Soc. 1922.

вынуть катоды из ванн, а также большой расход энергии был оттого, что электролит, поступая нейтральным в первую ванну каскада, приобретал кислотность постепенно, и вольтаж на первой ванне доходил иногда до 6,7 вольт. Правильнее было бы работать, держа кислотность во всех ваннах каскада одинаковой, равной кислотности электролита, выходящего на выщелачивание. Регулировать кислотность можно добавкой свежего электролита. В новой установке это предусмотрено и свежий электролит подведен к каждой ванне.

Повышение кислотности, при прочих равных условиях, уменьшает использование тока; так при плотности тока 263 амп. на $м^2$ и содержании в растворе Cu—1,11 *мг/л* были получены следующие результаты:

H_2SO_4 *г/л*	Использов. тока в %
112,37	72,27
100,28	74,99
86,90	76,64

Увеличивая одновременно с повышением кислотности плотность тока и содержание цинка в растворе, использование тока будет увеличиваться.

В качестве коллоида, для получения более гладкого осадка, прибавлялся в ванны столярный клей, но впоследствии мы не делали никакой прибавки в ванны и всегда осадок цинка был хорошего качества. Повидимому роль коллоида в данном случае играл растворимый кремнезем, находившийся в некотором количестве в электролите. Из ванн катоды вынимались вручную. Осадок цинка легко снимается с катода. Толщина осадка была обыкновенно около 3 *мм*, но конечно она зависит от плотности тока и продолжительности электролиза. Максимальная продолжительность электролиза была 68 часов, С увеличением продолжительности электролиза катодный осадок делается хуже, появляются наросты, использование тока падает. Свинцовые аноды при электролизе покрываются пленкой перекиси свинца. Так как электролит содержал соли азотной и азотистой кислот и хлористо-водородной кислоты (серная кислота, употреблявшаяся для выщелачивания, содержала 1,68% HNO_2 и 1,01% Cl), то замечалось некоторое разъедание анодов и отложение шламма на дно ванны. Анодный шламм содержал ничтожное количество MnO_2 и 44,4% Pb. Марганец, находящийся в электролите в виде сернокислой соли, выпадает на аноде, как MnO_2.

Присутствие железа задерживает выпадение MnO_2, а так как электролит содержал железа до 0,05 *г/л* и кроме того при выщелачивании употреблялось мало марганцевой руды, то и в осадке на аноде, и в шламме на дне ванны было ничтожное количество его.

Раствор в ваннах при электролизе окрашивался в красный цвет: возможно, что это происходило не от образования перманганата (на анодах), а от коллоидной перекиси свинца, так как свинец в присутствии ионов Cl и NO_3 переходит в раствор в виде четырехвалентного иона и на некотором расстоянии от анода, подвергаясь гидролизу, дает PbO_2. Этим же можно объяснить выпадение шламма на дне ванны на некотором расстоянии от анода.

Выделяющийся на аноде кислород и в особенности на катоде водород, производят распыление электролита в воздухе. Рабочие в электролитном отделении снабжались респираторами и работали в 4 смены по 6 часов. Когда на электролиз идет хорошо очищенный раствор, то воздух довольно чист и даже можно работать без респиратора.

Было получено около шести тонн катодного цинка. Расход цинковой пыли выразился в 7,8% от катодного цинка, но в это количество вошла и та цинковая пыль, которая пошла на первые опыты очистки раствора, поэтому действительный расход цинковой пыли меньше, так как вначале мы расходовали излишнее количество пыли. При пуске кислого выщелачивания

расход цинковой пыли будет изменен при одновременном уменьшении расхода энергии.

Кэк после выщелачивания концентрата содержал от 13 до 23% цинка. В июне 1927 г. завод был остановлен за неимением электроэнергии и кислоты и начато было его дооборудование. В конце апреля 1927 года завод был пущен для выработки цинкового купороса. Производится выщелачивание и очистка; чистый раствор сульфата цинка посылается на обогатительную фабрику. Ведется одно нейтральное выщелачивание в пульпообразователях, пульпа идет в сгуститель Дорра, верхний слив поступает на очистку, а сгущенный ил фильтруется на фильтре Оливера. После очистки раствор осветляется фильтр-прессом; медный кэк пока не обрабатывается. За февраль

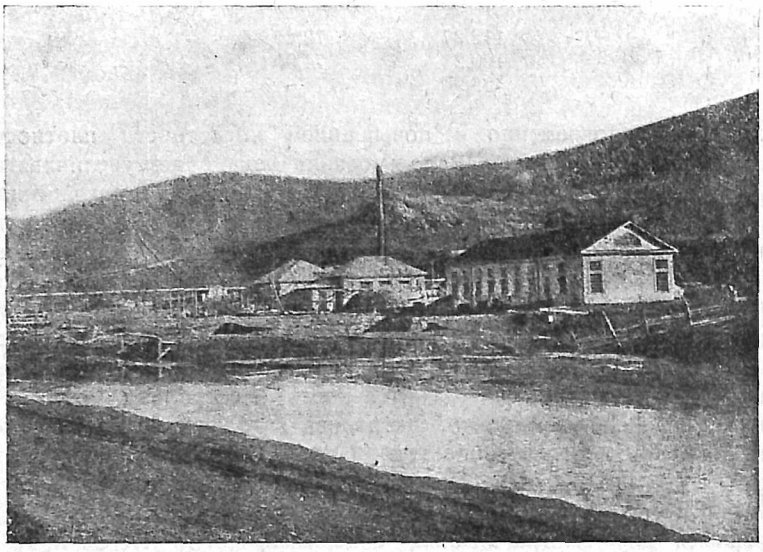


Рис. 11. Риддер. Опытный цинковый завод и паротурбинная станция.

и март месяцы 1927 г. выщелачено 20 *m* цинкового концентрата с содержанием Zn—31,3%; получено 10,38 *m* цинкового купороса, или, пересчитывая на металл—4,19 *m* цинка; извлечение—66,9%.

В конце сентября 1927 г. было пущено кислое выщелачивание. Перерабатывались низкопроцентные концентраты (29% Zn). Извлечение цинка было 73,5%.

Электролитный способ извлечения цинка из концентрата позволяет получать 90% от цинка, заключенного в сыром концентрате, в то время как дистилляционный способ дает возможность извлечь максимум 87%, но большинство заводов получает извлечение ниже 87% [1]).

Привожу анализ электролитного цинка, полученного на Риддерском опытном заводе. Анализ дан Химическим Институтом имени Карпова:

Zn—99,95%; Cu—0,011%; Fe—0,011%; Pb—0,009%; Sb—0,004%; Sn—0,002%; As—следы; Cd—нет.

Риддер.
Октябрь 1927 г.

---

[1]) Liddel. Handbook of Non-ferrous Metallurgy, p. 1145 и 1197.

Проф. Н. Ф. Юшкевич и П. М. Спиридонов.

Получение сернистого и хлористого бария из барита.

(Из лаборатории химико-технологических процессов Института Прикладной Минералогии и Металлургии).

(Окончание) [1].

Восстановление барита до сернистого бария окисью углерода [2]. Окись углерода, как показали наши предварительные опыты, является при соответствующих температурах хорошим восстановителем $BaSO_4$ до BaS. Нами была поставлена серия опытов с целью определения относительной скорости восстановления $BaSO_4$ чистой окисью углерода при разных температурах. Навески в 1 *г* барита, указанного выше состава, просеянного через сито № 115, нагревались в струе окиси углерода при разных температурах в течение различных промежутков времени. Опыты эти проводились в том же самом приборе, что и опыты по восстановлению барита углем (см. рис. 1 стр. 376) [1] с той лишь разницей, что через кварцевую трубку, где находилась фарфоровая лодочка с навеской барита, пропускался не азот, а сухая очищенная окись углерода в количестве 2 000 *см*^{3} в час; самый способ работы на указанном приборе был такой же, как он описан выше. Полученные пробы обрабатывались горячей водой, раствор отфильтровывался от осадка, подкислялся соляной кислотой и в нем определялось осаждением серной кислотой количество бария, перешедшего в раствор в виде BaS; отфильтрованный осадок обрабатывался слабым раствором соляной кислоты для определения содержащегося в нем бария, нерастворимого в воде, но растворимого в кислоте ($BaCO_3$, $BaSO_3$ полусульфиды и др. соединения бария); осаждение бария из раствора здесь производилось тоже серной кислотой [3].

Результаты этой серии опытов по восстановлению сульфата бария окисью углерода приведены в таблице 6.

Таблица 6.

№№ опытов.	Температура в С°	Продолжительность восстановления	Потеря в весе при восстановлении, в %	Процент перехода бария в раствор.		
				При обработке водой.	При обработке слаб. раствором *HCl*	Разность в % перехода при обработке слабым раствором *HCl* и водой.
43	800	1 час	8,48	19,37	23,31	3,94
44	900	1 „	24,38	75,82	84,53	8,71
45	1 000	10 + 10 мин.	25,83 + 2,04	85,53	98,72	13,19 [4]
46	1 000	20 мин.	27,78	87,28	97,87	10,59
47	1 000	1 час	28,39	90,38	98,38	8,00
48	1 100	15 мин.	28,39	82,47	97,71	15,24
49	1 100	15 „	27,95	86,94	95,59	8,65

[1]) Начало статьи в № 5 „Минеральное Сырье“, 1926 г., стр. 374.

[2]) Восстановление $BaSO_4$ до BaS углеродом и окисью углерода в свое время произведено проф. В. Я. Мостовичем. Metallurgie 1909, Bd. VI, S. 452, Metallurgie, 1911, Bd. 8, S. 780.

[3]) Нужно отметить, что здесь, при обработке проб горячей водой, не принимались меры к устранению влияния углекислоты воздуха, как это делалось во всех предыдущих опытах, в результате чего количество бария нерастворимого в воде, но растворимого в слабой соляной кислоте получалось несколько более повышенное, вследствие образования углекислого бария за счет углекислоты воздуха.

[4]) 2 восстановления между ними, масса перемешана.

Сравнивая результаты восстановления барита окисью углерода и твердыми восстановителями (см. рис. 4 и таблицы 1, 2, 3, 4), мы наблюдаем, что скорость восстановления окисью углерода, примерно, равняется скорости восстановления коксом. Разумеется, скорость восстановления барита окисью углерода должна зависить от скорости пропускания последней, так как чем выше будет эта скорость, тем ниже будет содержание CO_2 в газе, и тем выше будет концентрация восстановителя—окиси углерода.

В наших опытах это не должно особенно сказываться, так как мы пропускали большой избыток CO. Итак эта серия опытов показывает нам, что действием окиси углерода можно, при надлежащих температурах, производить восстановление барита со скоростью, примерно, такой же, как и твердыми восстановителями — коксом, антрацитом, каменным углем, древесным углем.

Восстановление сульфата бария окисью углерода, как мы увидим ниже, есть реакция обратимая: $BaSO_4 + 4\ CO \rightleftarrows BaS + 4\ CO_2$ и, следовательно, каждой температуре должен соответствовать определенный состав газовой фазы. Чрезвычайно интересно было знать этот равновесный состав газа для различных температур, потому что этим определяется возможная степень использования окиси углерода, как восстановителя (степень окисления CO в CO_2 за счет кислорода $BaSO_4$); разумеется с промышленной точки зрения этот процесс восстановления барита CO будет тем интереснее, чем больше при этом использывается окись углерода, т.-е. чем сильнее сдвигается вышенаписанное равновесие вправо.

В целях разрешения этого вопроса мы и занялись изучением равновесия $BaSO_4 + 4\ CO \rightleftarrows BaS + 4\ CO_2$.

Равновесие $BaSO_4 + 4\,CO \rightleftarrows BaS + 4\ CO_2$. Состав газовой фазы рассматриваемого равновесия очевидно определяется следующими уравнениями: $P_{co} + P_{co_2} = P$; $\frac{P^4_{co}}{P^4_{co_2}} = K$, где P — общее давление газа, а P_{co} и P_{co_2} парциальные давления окиси углерода и углекислоты; K — константа равновесия.

Выражая парциальные давления CO и CO_2 через их процентное содержание в газовой фазе a_{co} и a_{co_2}, получим: $P_{co} = \frac{P \cdot a_{co}}{100}$ и $P_{co^2} = \frac{P \cdot a_{co_2}}{100}$. Подставляя эти значения в вышенаписанные уравнения, получим:

$$a_{co} + a_{co_2} = 100 \quad \ldots\ldots\ldots\ldots\ldots (1)$$

$$\frac{a^4_{co}}{a^4_{co_2}} = K \quad \ldots\ldots\ldots\ldots\ldots (2)$$

Из уравнений выпало общее давление газа P, т.-е. другими словами равновесие не зависит от величины давления, потому что реакция идет без изменения объема газовой фазы.

Если бы была известна величина константы K для разных величин, то мы были бы в состоянии вычислить состав газовой фазы для этих температур с помощью двух вышеприведенных уравнений.

Приближенные числовые значения этой константы мы можем вычислить, обратившись к приближенному уравнению изохоры Нернста:

$$\log K = \frac{Q}{4{,}571\ T} + \Sigma\nu\ 1{,}75 \log T + \Sigma\nu x. \quad \ldots\ldots\ldots (3)$$

Теплота Q рассматриваемой реакции определяется из теплот образования участников реакции:

$BaSO_4$ — 340 200 кал. [1])
BaS — 102 500 „ [1])
CO — 26 100 „ [2])
CO_2 — 94 310 „ [2])

Таким образом $Q = 102\,500 + 4 \cdot 94\,310 - 340\,200 - 4 \cdot 26\,100 = 35\,140$ кал.

[1]) Landolt. Phys.-chem. Tobellen, 1923, ст. 1518.
[2]) Landolt. Phys.-chem. Tobellen, 1923, ст. 1497.

Сумма молекулярных коэффициентов в данном случае равна нулю $\Sigma\nu = 0$.
Сумма химических констант $\Sigma\nu x = 4\,x_{co} - 4\,x_{co_2}$.
Химические константы окиси углерода и углекислоты известны и равны

$$x_{co} = 3{,}5; \quad x_{co_2} = 3{,}2, \text{ поэтому}$$
$$\Sigma\nu x = 4.3{,}5 - 4 \cdot 3{,}2 = 1{,}2.$$

Подставляя полученные числовые значения в уравнение (3), получим:

$$\log K = -\frac{35\,140}{4{,}571\,T} + 1{,}2. \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad (4)$$

С помощью этого уравнения вычисляем числовые значения $\log K$ и K для ряда температур и собираем их в графах 2 и 3 таблицы 7.

Подставляя эти числовые значения K в уравнение (2) и решая последнее совместно с уравнением (1), получаем процентное содержание CO и CO_2 в газовой фазе, находящихся в равновесии с $BaSO_4$ и BaS при разных температурах; результаты вычислений приведены в 3-й и 4-й графах таблицы 7.

Таблица 7.

$t°$ C°	$\log K$	K	Состав газовой фазы, вычисленный с помощью уравнения 4.	
			CO	CO_2
700	— 6,702	$0{,}1986 \cdot 10^{-6}$	2,1	97,9
800	— 5,964	$1{,}085 \cdot 10^{-6}$	3,1	96,9
900	— 5,354	$4{,}426 \cdot 10^{-6}$	4,4	95,6
1 000	— 4,839	$14{,}49 \cdot 10^{-6}$	5,8	94.2
1 100	— 4,399	$39{,}90 \cdot 10^{-6}$	7,5	92,5
1 200	— 4,019	$93{,}54 \cdot 10^{-6}$	9,0	91,0

Рассматривая таблицу 7, мы видим, что при 700° равновесие

$$BaSO_4 + 4\,CO \rightleftarrows BaS + 4\,CO_2$$

сильно сдвинуто в правую сторону, т.-е. при восстановлении $BaSO_4$ окисью углерода последняя почти полностью использовывается. С повышением температуры равновесие хотя и сдвигается влево, но незначительно, так как даже при температуре 1 200° содержание углекислоты в равновесной газовой смеси достигает 91,0%.

Итак все выше приведенные вычисления показывают нам, что использование окиси углерода в качестве восстановителя $BaSO_4$ получается очень высокое.

Для проверки результатов теоретических вычислений и подтверждения сделанных нами выводов было поставлено экспериментальное изучение равновесия $BaSO_4 + 4\,CO \rightleftarrows BaS + 4\,CO_2$.

Описание аппаратов и способов экспериментирования статическим и динамическим методами. Прибор, в котором мы получали равновесие статическим методом, представлен на рис. 5.

Опыты по получению равновесного состава газа в означенном приборе проводились следующим образом: с помощью уравнительной склянки ртуть в манометре (10) доводилась до крана *a*, который затем закрывался; с помощью масляной вакуум-помпы кварцевая трубка (9) эвакуировалась до 1 *мм* ртути через кран *в* и затем заполнялась окисью углерода из ртутного газометра 7 через кран *d* и *f*; после этого через обмотку печи пускался нагревающий ток, при чем расширившийся в кварцевой трубке газ переходил через открытый

кран *a* в манометр; по достижении нужной температуры кварцевая трубка попеременно 3 раза эвакуировалась и наполнялась новыми количествами окиси углерода в целях полной промывки прибора от воздуха, после этого трубка окончательно наполнялась окисью углерода, ртуть в манометре устанавливалась

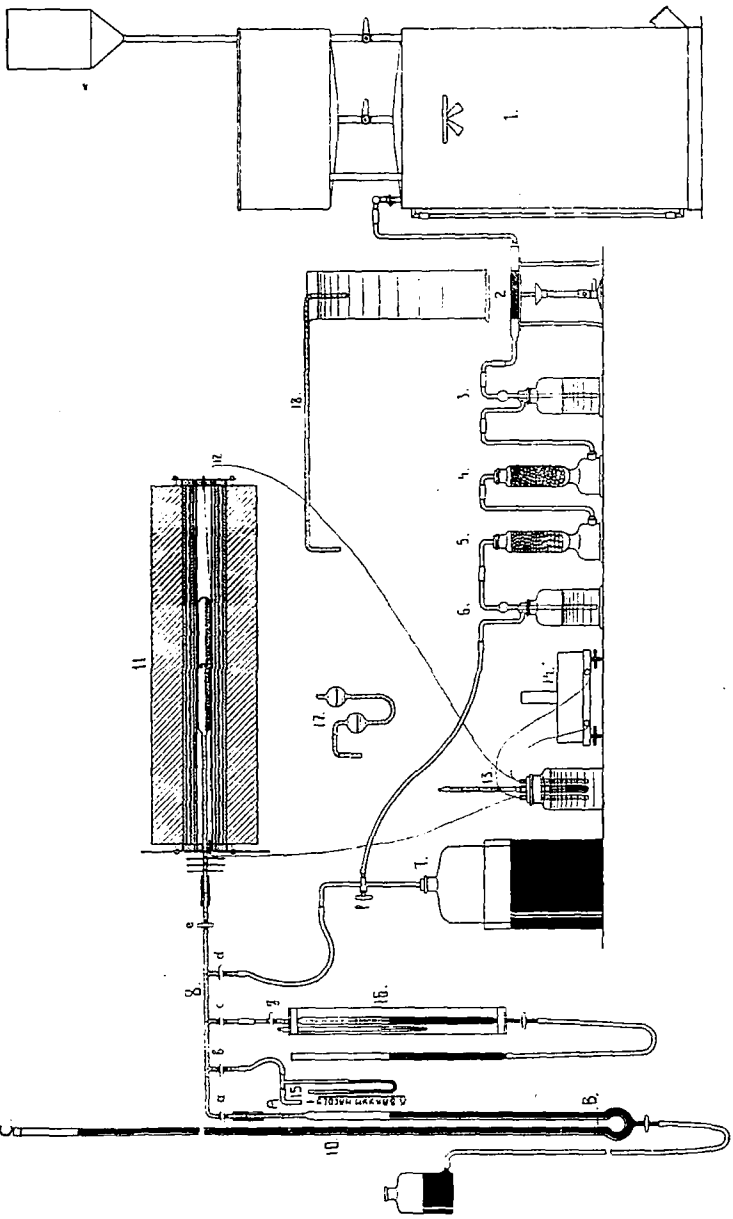


Рис. 5. 1. Водяной газометр с окисью углерода, полученной из муравьиной кислоты действием на нее серной кислоты. 2. Стеклянная, нагреваемая газовой горелкой, трубка с медной сеткой. 3. Промывалка с раствором едкой щелочи. 4. Колонка с натронной известью. 5. Колонка с хлористым кальцием. 6. Промывалка с крепкой серной кислотой. 7. Ртутный газометр (газгольдер). 8. Капиллярная трубка с кранами. 9. Кварцевая трубка с объемом около 60 $см^3$ с капилляром, выходящим из печи; трубка заполнена на одну треть своего объема, или кусочками природного барита, размером 2—3 *мм* предварительно прокаленного, среди которого равномерно распределен мелко истолченный в ступке тот же барит, или кусочками химически чистого $BaSO_4$, среди которых равномерно распределен мелкий химически чистый $BaSO_4$. 10. Ртутный манометр с уравнительной склянкой для поддержания нужного давления газа в печи, а также и для отбора газа из печи. 11. Электрическая печь сопротивления Hegaeus'a, снабженная автоматическим температурным регулятором. 12. Термопара $Pt-Pt\cdot Rh$, касающаяся кварцевой трубки. 13. Термостат для холодных концов термопары. 14. Милливольтметр. 15. Монометр для контроля разряжения, создаваемого масляной помпой Pfeiffer'a. 16. Бюретка для отбора газа для анализа. 17. Пипетка для поглощения газов при анализе. 18. Капиллярная трубка, опущенная одним концом в стеклянный цилиндр с водой; этой трубкой мы пользовались для измерений небольших количеств газов.

на уровне *A* и кварцевая трубка держалась при постоянной температуре в течение определенного промежутка времени (от 1 до 7 часов).

Для создания в кварцевой трубке давления газа больше одной атмосферы мы поступали следующим образом: мы наполняли окисью углерода не только кварцевую трубку, но и часть манометра и затем путем поднятия уравнитель-

ной склянки, сдавливали ртутью газ в приборе до нужного давления, при этом избыток газа выпускали через кран *b*. В продолжении опыта газ в приборе перемешивался 4 раза путем некоторого поднимания и опускания уравнительного сосуда при открытом нижнем кране монометра. По окончания опыта проба газа из кварцевой трубки отбиралась с помощью манометра следующим образом: при закрытом кране *a* ртуть в левом открытом колене манометра доводилась почти до верху после чего это колено плотно закрывалось резиновой пробкой, затем опусканием с помощью уравнительной склянки ртути в манометре, мы создавали в нем столь сильное разряжение, что при открывании крана *a* бо́льшая часть газа из кварцевой трубки почти моментально переходила в манометр и охлаждалась. Отобранная указанным способом проба газа переводилась затем через *c* (при закрытом кране e) в бюретку (16), предварительно наполненную ртутью; бюретка эта, имевшая объем 20 *см*^{3}, была тщательно прокалибрована ртутью и допускала точность отсчетов до 0,02 *см*^{3}.

Обычно объем газовой пробы при этом получался около 10 *см*^{3}. После точного отсчета объем газа при атмосферном давлении и после измерения температуры воды в окружающей бюретку водяной рубашке, газ переводился последовательно с помощью уравнительной трубки в маленькие пипетки Гемпеля (17), в которых производилось поглощение составных частей газовой равновесной смеси. В первой пипетке Гемпеля (объем шарика 30 *см*^{3}), наполненной раствором иода, поглощался весь сернистый газ и часть углекислоты; в полученном растворе определялось содержание серной кислоты весовым способом после чего вычислялся объем содержащегося в пробе SO_2 при данной температуре.

Во второй пипетке (объем шарика $\sim$ 5 *см*^{3}), наполненной щелочным раствором пирогаллола поглощались оставшаяся углекислота и кислород, попавший в очень небольшом количестве из иодного раствора.

Оставшийся газ в количестве 0,6—0,8 *см*^{3} переводился затем для точного измерения его объема в предварительно заполненный водой стеклянный капилляр (18), прокалиброванный ртутью; каждому погонному миллиметру капилляра, занятому газом, отвечал объем 0,002747 *см*^{3}.

После отсчета газ переводился в третью пипетку (емкость шарика 2 *см*^{3}), наполненную аммиачным раствором полухлористой меди, в которой производилось поглощение окиси углерода; оставшийся при этом очень небольшой пузырек азота переводится в бюретку, туда же засасывалось небольшое количество воды для поглощения паров аммиака; после этого пузырек азота, для измерения его объема, переводился опять в капилляр.

Первый отсчет в капиллярной трубке давал сумму объемов CO и N_2, второй отсчет давал объем N_2, разность отсчетов соответствовала объему CO; объем SO_2 при данной температуре вычислялся из веса, полученного $BaSO_4$; объем CO_2 находился путем вычитания из объема газа, первоначально взятого для анализа, суммы объемов SO_2, CO и N_2; при этом для CO и N_2 делались поправки на упругость водяных паров. Из полученных данных вычислялся процентный состав газовой фазы несодержащей азота. Определение содержания SO_2 в газе вышеописанным весовым способом производилось во всех опытах с природным баритом, а также в опытах № 1, 2 и 3 (таблица 9) с химически-чистым сернокислым барием; во всех остальных опытах определение SO_2 в газе производилось следующим объемным способом: после отсчета объема газа, набранного, приблизительно, до половины бюретки (16), ртуть в ней спускалась (с помощью уравнительной трубки) до нижнего крана и, затем, к верхнему крану присоединилась воронка с раствором крахмала, который при открывании верхнего крана впускался в разряженное пространство бюретки в количестве около 1,5 *см*^{3}, затем воронка снималась, а вместо нее присоединялась обыкновенная бюретка с иодным раствором, крепостью 0,001 N, или 0,01 N в зависимости от содержания SO_2 в газе; в газовую бюретку (18) впускался при

взбалтывании иодный раствор в количестве как раз достаточном для окисления заключающегося в бюретке SO_2, т.-е. до начала окраски раствора крахмала в синий цвет; из количества иодного раствора, пошедшего на окисление вычислялось содержание SO_2 в газе.

Как уже упоминалось выше, при изучении равновесия

$$BaSO_4 + 4\ CO \rightleftarrows BaS + 4\ CO_2,$$

мы применили также и динамический метод; прибор, которым мы при этом пользовались, представлен на рис. 6.

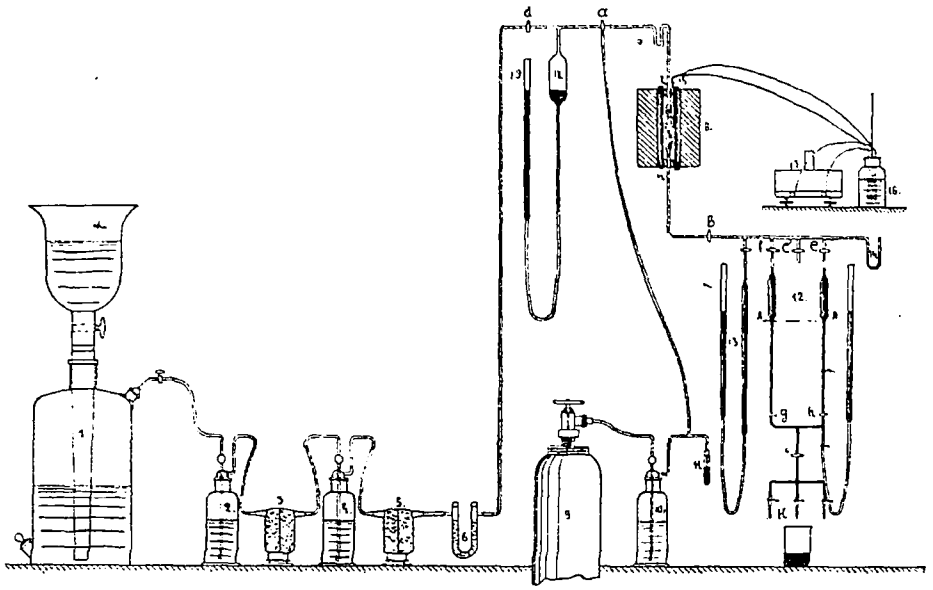


Рис. 6. 1. Водяной газометр с окисью углерода 2. Промывалка с концентрир. раствором едкого натрия. 3. Склянка Тищенко с натронной известью. 4. Промывалка с крепкой серной кислотой. 5. Склянка Тищенко с хлористым кальцием. 6. U-образная трубка с фосфорным ангидридом. 7. Кварцевая трубка, переходящая внизу в капилляр, наполненная кусочками химически чистого $BaSO_4$. 8. Электрическая печь с силицидовыми нагревательными стержнями. 9. Баллон с углекислотой. 10. Промывалка с серной кислотой. 11. Ртутный предохранитель. 12. Устройство для приема газа из печи. 13. Бюретка для анализа газа. 14. Ртутный манометр для контроля давления газа в печи. 15. Термопара $Pt—Pt{\cdot}Rh$, касающаяся кварцевой трубки. 16. Термостат для холодных концов термопары. 17. Милливольтметр.

Опыты по определению состава газа отвечающего равновесию $BaSO_4 + 4\ CO \rightleftarrows BaS + 4\ CO_2$ приводились в описанном приборе следующим образом: через нагретую в электрической печи до нужной температуры, кварцевую трубку (7) сначала пропускалась через трехходовой кран *a*, углекислота при открытых кранах *b* и *c*; когда прибор был достаточно промыт углекислотой, в него пускалась из газометра (1) окись углерода, что достигалось путем соответствующего поворота трехходового крана *a*; при закрытом кране *c* газ из печи направлялся в правую пипетку приемного устройства, которая до этого вся была заполнена ртутью. Количество пропускаемой окиси углерода через кварцевую реакционную трубку (7) с сернистым барием регулировалось скоростью вытекания ртути из пипетки (при открытых кранах *e*, *h* и *i*) через капилляры *K*; открывая зажимы на отдельных капиллярах, или сразу на двух, или даже на трех капиллярах мы могли иметь 7 различных скоростей вытекания ртути.

После того, как правая пипетка заполнялась вся газом (до уровня A), краны e и h закрывали, а вместо них открывались краны f и g и тогда газ из печи проходил в левую пипетку; этот газ уже предназначался для анализа. Наполнение правой пипетки газом из печи имело своей целью вытеснить из аппарата углекислоту, которой перед этим промывался аппарат. Собранный в левой пипетке газ затем переводился в бюретку (13) для анализа. Определение содержания в газе CO_2, CO, N_2 производилось по вышеописанному способу; определение содержания в газе SO_2 велось по указанному объемному способу.

Опытные данные, полученные статическим методом. Как уже указывалось выше, мы изучали равновесие $BaSO_4 + 4\,CO \rightleftarrows BaS + 4\,CO_2$, пользуясь статическим и динамическим методами. Применяя в первом случае описанный выше прибор (см. рис. 5), мы провели две серии опытов. В первой серии опытов мы заполняли кварцевую крубку (9) кусочками барита размером 2—3 *мм*, среди которых был распределен тот же барит, но тонко растертый. Состав барита был: BaO—64,98%; SO_3—34,13%, CaO—0,26%, Fe_2O_3—0,06%, SiO_2—0,65%, H_2O—0,08%.

Реакционная кварцевая трубка (9) с $BaSO_4$, наполненная окисью углерода (см. описание производства опыта выше) держалась при определенной температуре и постоянном давлении газа в течение промежутка времени, достаточного для получения газа постоянного состава, после чего из реакционной трубки отбиралась проба газа, которая и анализировалась по вышеописанному способу. Найденные составы газовой фазы приведены в графах 5, 6 и 7, таблицы 8. В графах 8 и 9 этой же таблицы даны процентные соотношения CO и CO_2 в газовой фазе.

Таблица 8.

Опыты произведены статическим методом с природным баритом.

№ опыта по порядку	t° C	Продолжительность нагрева в часах	Давление в атмосферах	Состав газовой фазы в %% [1]			Процентное соотношение между CO и CO_2 в газовой фазе	
				O_2	CO	CO_2	CO	CO_2
10	700	3	1	следы	1,7	98,3	1,7	98,3
11	700	5	1	„	1,5	98,5	1,5	98,5
20	700	7	1	„	1,8	98,2	1,8	98,2
21	700	6	2	„	1,9	98,1	1,9	98,1
8	800	3	1	0,2	2,3	97,5	2,3	97,7
9	800	5	1	0,5	2,2	97,3	2,2	97,8
19	800	3	2	0,6	2,8	96,6	2,8	97,2
3	900	3	1	0,8	4,1	95,1	4,1	95,9
4	900	3	1	0,6	3,2	96,2	3,2	96,8
5	900	5	1	0,8	3,1	96,1	3,1	96,9
14	900	3	2	0,4	3,5	96,1	3,5	96,5
15	900	3	1	не опред.	3,8	—	—	—
18	900	3	2	0,4	3,6	96,0	3,6	96,4
1	1000	2,5	1	3,7	4,7	91,6	4,9	95,1
2	1000	2,5	1	2,9	3,3	93,8	3.4	96,6
6	1000	1	1	2,2	4,0	93,8	4,1	95,9
7	1000	2	1	2,2	4,0	93,8	4,1	95,9
12	1000	1	2	2,1	4,8	93,1	4,9	95,1
13	1000	2,5	2	2,0	4,2	93,8	4,3	95,7
16	1000	2	1	не опред.	4,7	—	—	—
17	1000	2	2	„	4,8	—	—	—

Рассматривая эту таблицу мы видим, что найденные нами из опыта процентные соотношения между CO и CO_2 в газовой фазе примерно согласуются с вычисленными выше (см. табл. 7).

[1]) Обычно в газовой фазе мы находим очень небольшое количество азота. В таблице 8 приведены уже перечисленные безазотные составы газовой фазы.

Кроме CO и CO_2 в газовой фазе содержится еще SO_2, причем количество его возрастает с температурой.

В целях исключения всяких предположений о влиянии примесей, содержащихся в природном барите, на состав газовой фазы мы провели в совершенно аналогичных условиях еще вторую серию опытов с химически чистым сернокислым барием, который мы загрузили в реакционную кварцевую трубку в виде кусочков размером 2—3 *мм*, пересыпав их мелким химически чистым $BaSO_4$. Результаты этой серии опытов приведены в таблице 9.

Таблица 9.

Опыты проведены статическим методом с химически чистым $BaSO_4$.

№ опыта по порядку	t° C	Продолжительность нагрева в часах	Давление в атмосферах	Состав газовой фазы в %			Процентное соотношение между CO и CO_2 в газовой фазе	
				SO_2	CO	CO_2	CO	CO_2
13	800	3	1	0,2	2,5	97,3	2,5	97,5
14	800	5	1	0,2	2,7	97,1	2,7	97,3
8	900	3	1	0,9	3,3	95,8	3,3	96,7
17	900	3	2	0,6	3,9	95,5	3,9	96,1
18	900	3	2	0,5	3,5	96,0	3,5	96,5
1	1000	2	1	4,7	3,3	92,0	3,5	96,5
2	1000	2	1	3,1	4,0	92,9	4,1	95,9
4	1000	2	1	не опред.	3,9	—	—	—
5	1000	2	1	„	3,9	—	—	—
6	1000	2	1	3,9	4,0	92,1	4,2	95,8
7	1000	5	1	4,4	4,4	91,2	4,6	95,4
15	1000	1	2	3,1	4,4	92,5	4,5	95,5
16	1000	2	2	2,7	4,4	92,9	4,5	95,5
20	1000	1	2	2.4	4,4	93,2	4,5	95,5
21	1000	1	2	2.4	4,4	93,2	4,5	95,5
3	1100	2	1	20,5	2,9	76,6	3,6	96,4
9	1100	1	1	12,4	5,1	82,5	5,8	94,2
10	1100	2	1	14,6	5,1	80,3	5,9	94,1
19	1100	1	2	13,0	5,1	81,9	5,9	94,1
22	1100	2	2	11,3	5,4	83,3	6,0	94,0
11	1200	1	1	38,5	5,1	56,4	8,3	91,7
12	1200	2	1	36,4	4,3	59,3	6,8	93,2

Сравнивая данные этой таблицы с данными таблицы 8, мы видим, что составы газовой фазы в случае химически чистого $BaSO_4$ получаются такими же, что и в случае природного барита.

Далее мы видим, что процентные соотношения между CO и CO_2 в газовой фазе примерно совпадают с теоретически вычисленными соотношениями, приведенными в таблице 7. Равным образом и в случае химически чистого $BaSO_4$ содержание SO_2 в газовой фазе очень незначительное при низких температурах, быстро возрастает с повышением температуры, доходя при 1200° до 38,5%. Рассматривая обе последние таблицы, мы видим, что содержание SO_2 в газе постепенно понижается с возрастанием количества серы в твердой массе, находящейся в кварцевой трубке [1]), потому, что отбирая при каждом отдельном опыте газ из реакционной трубки, мы тем самым удаляли из массы, находящейся в трубке часть серы в виде SO_2 и S_2. Понижающееся содержание SO_2 в газовой фазе указывало нам на то, что или мы в данном случае не имели дело с настоящим равновесным составом газа, или состав одной, или нескольких твердых фаз менялся с уменьшением серы в твердой массе, находившейся в реакционной трубке, т.-е. здесь получался твердый раствор меняющегося состава. Далее мы обратили наше внимание на отсутствие в газовой фазе тех значительных количеств серы, которые должны были-бы содержаться в согласии с равновесием $2\,SO_2 + 4\,CO \rightleftarrows 4\,CO_2 +$

[1]) Как первая серия опытов, так и вторая серия проведены каждая с одной и той же загрузкой природного барита и химически чистого $BaSO_4$.

$+S_2$, изученным Н. Ф. Юшкевичем и В. А. Каржавиным. Числовые значения константы этого равновесия

$$K_2 = \frac{P^2_{SO_2} \cdot P^2_{CO}}{P^1_{CO_2} \cdot P_{SO}}$$

проведены в таблице 10 [1]).

Если взять средние значения из тех составов газовой фазы, которые мы определили в обоих сериях опытов (из табл. 8 и 9) и вычислить, пользуясь приведенными значениями константы, количество серы (S_2), долженствующее находиться в газовой фазе в соответствии с равновесием $3SO_2 + 4CO \rightleftarrows 4CO_2 + S_2$, то мы получим следующие цифры, приведенные в последней графе таблицы 11.

Таблица 10.

Температура в C°	K_2
800	$6{,}4 \cdot 10^{-13}$
900	$4{,}9 \cdot 10^{-11}$
1000	$1{,}9 \cdot 10^{-9}$
1100	$4{,}3 \cdot 10^{-8}$
1180	$3{,}4 \cdot 10^{-7}$

Таблица 11.

Температура в C°	Средний состав газовой фазы без серы в %			Процентное содержание S_2 в равновесной газовой фазе
	SO_2	CO	CO_2	
700	следы	1,7	98,3	—
800	0,3	1,5	97,2	67,0
900	0,6	3,6	95,8	44,8
1000	4,1	4,2	91,7	60,5
1100	14,4	4,7	80,9	65,4

В действительности столь значительных количеств серы в газе мы не наблюдали при отборе проб его из ракционной кварцевой трубки.

Эти два отмеченные, последние обстоятельства указывали нам на то, что в данном случае в обоих сериях опытов мы не имели дела с настоящим равновесием между веществами, находящимися в реакционной трубке.

Но с другой стороны, рассматривая таблицы 7, 8 и 9, мы видим, что при одной и той же температуре соотношения между CO и CO_2 в газовой фазе в отдельных опытах оставались почти постоянными и сравнительно близкими к вычисленным соотношениям, соответствующим равновесию: $BaSO_4 + 4CO \rightleftarrows BaS + 4CO_2$.

Все вышеизложенное говорит нам, что, повидимому, в наших опытах мы имели дело с основным равновесием $BaSO_4 + 4CO \rightleftarrows BaS + 4CO_2$, которым и определялись соотношения между CO и CO_2 в газовой фазе; но кроме этого главного химического процесса в реакционной трубке, повидимому, шли еще другие побочные реакции, дававшие с одной стороны SO_2, с другой стороны нарушавшие несколько соотношения между CO и CO_2 в газовой фазе. Для того, чтобы проверить отмеченные наблюдения и тверже убедиться в том, что содержание SO_2 в газовой фазе уменьшается с понижением содержания серы в твердой массе, мы провели еще одну серию опытов, воспользовавшись на этот раз динамическим методом и применив при этом описанный выше аппарат (см. описание и рис. 6).

Наполнивши кварцевую реакционную трубку (7) химически чистым $BaSO_4$, взятым в виде смеси, состоящей из кусочков размером в 2—3 *мм* и мелкого порошка, мы пропускали медленно через указанную, реакционную трубку, нагретую до определенной температуры, окись углерода и анализировали выходящий из трубки газ (подробное описание проведения опыта см. выше стр. 808).

Полученные нами данные этой серии опытов приведены в таблице 12.

[1]) а) Ж. Х. П. № 6, 7 и 9, 1926 г. б) Труды 3-го расширенного совещания технических работников химической промышленности. Москва, 1927 г.

Таблица 12.

Опыты проведены динамическим методом с химически чистым $BaSO_4$.

№ опыта по порядку	t° C	Скорость пропускания газа $см^3$ в час	Состав газовой фазы в %			Процентное соотношение между CO и CO_2 в газовой фазе	
			SO_2	CO	CO_2	CO	CO_2
8	800	16	следы	4,6	95,4	4,6	95,4
9	800	9	0,1	3,6	96,3	3,6	96,4
3	900	29	0,4	3,5	96,1	3,5	96,5
4	900	65	0,4	3,9	95,7	3,9	96,1
5	900	30	0,2	3,9	95,9	3,9	96,1
6	900	33	не опред.	3,6	не опред.	—	—
7	900	55	0,4	4,1	95,5	4,1	95,9
10	900	8	0,2	3,6	96,2	3,6	96,4
1	1000	20	3,1	3,7	93,2	3,8	96,2
2	1000	20	2,0	4,1	93,9	4,2	95,8
11	1000	29	0,7	4,2	95,1	4,2	95,8
12	1000	88	1,2	4,9	93,9	5,0	95,0
13	1000	20	0,5	не опред.	—	—	—

Рассматривая эту таблицу, мы видим, что содержание SO_2 в газовой фазе в первых опытах (1, 2, 3 и 4) получалось примерно таким же, что и в опытах предыдущих серий; но с повышением порядкового номера содержание SO_2 в газовой фазе снижается, как это хорошо видно из анализов, относящихся к температуре 1000°, т.-е. содержание SO_2 уменьшается с понижением содержания серы в твердой массе [1]). Отметим здесь, что при этих опытах мы также не наблюдали наличия значительных количеств серы (S_2) в газовой фазе. Наконец процентное соотношение между CO и CO_2 в газовой фазе остается в опытах этой серии примерно таким же, что и в предыдущих опытах.

Итак, эти последние опыты, проведенные в условиях динамического метода, *еще раз подтверждают наше заключение о том, что при восстановлении* $BaSO_4$ окисью углерода мы не получаем для каждой температуры определенного состава газовой фазы.

Объясняется это явление тем, что основное равновесие $BaSO_4 + 4\,CO \rightleftarrows BaS + 4\,CO_2$ нарушается побочными реакциями, дающими, как мы увидим ниже, еще $BaSO_3$, $BaCO_3$ и SO_2.

В целях более подробного освещения процесса восстановления $BaSO_4$ окисью углерода и выявления побочных реакций были поставлены нижеописанные опыты.

Образование $BaCO_3$ при восстановлении сернокислого бария. Как уже излагалось выше, при восстановлении $BaSO_4$ окисью углерода мы встречаемся с основной обратимой реакцией $BaSO_4 + 4\,CO \rightleftarrows BaS + 4\,CO_2$, а также еще с целым рядом других побочных реакций, которые в той или другой степени нарушают равновесное состояние, соответствующее указанной обратимой реакции. В обратимости основной реакции мы убедились на целом ряде опытов. Пропуская CO_2 над BaS (при соответствующих температурах), мы получаем $BaSO_4$ т.-е. проводили реакцию справа налево, но при этом мы наблюдали также образование $BaCO_3$.

В нижеследующей таблице приведены результаты обработки BaS углекислотой при температуре 1 000° в течение различных промежутков времени. В полученных пробах определялось содержание бария, находившегося в виде BaS, $BaCO_3$, $BaSO_3$ и $BaSO_4$. Для этого навеска пробы обрабатывалась при

[1]) Вся указанная серия опытов проведена с одной и той же загрузкой $BaSO_4$, следовательно содержание серы в загрузке было тем меньше, чем выше был порядковый номер опыта.

подогревании водой, не содержащей углекислоты, в мерной колбе емкостью 50 $см^3$; по окончании растворения содержание колбы доводилось водой до метки, давалось время нерастворившейся части пробы осесть на дно колбы, после чего из нее отбиралось 25 $см^3$ прозрачного раствора и в нем определялось, после подкисления соляной кислотой, содержание бария осаждение серной кислотой). Таким образом определялось содержание водорастворимого бария, т.-е. BaS. К оставшимся в колбе 25 $см^3$ раствора с нерастворимым остатком прибавлялось несколько кубиков слабой HCl, после подогрева колбы нерастворимый остаток, т.-е. $BaSO_4$, отфильтровывался, прокаливался и взвешивался, а в растворе определялся кислоторастворимый барий, т.-е. $BaS + BaCO_3 + BaSO_3$.

Содержание $BaSO_3$ в пробе определялось следующим образом: навески пробы растворялись в дистиллированной воде и нерастворившийся осадок промывался водой до полного исчезновения BaS, после чего нерастворившийся в воде осадок обрабатывался определенным количеством слабокислого раствора иода, избыток которого затем обратно оттитровывался гипосульфитом. Из количества израсходованного иода вычислялось количество $BaSO_3$ в пробе. Зная содержание в пробе BaS, $BaSO_3$ и сумму $BaS + BaSO_3 + BaCO_3$, по разности определяли количество $BaCO_3$.

Результаты анализов проб даны в таблице 13 в форме процентного распределения бария в пробе в виде BaS, $BaSO_3$, $BaCO_3$, и $BaSO_4$.

Исходный материал для опытов содержал в себе 94,8% бария в виде BaS, получен он был из химически-чистого $BaSO_4$ путем восстановления его окисью углерода. Обработка BaS производилась сухой и очищенной углекислотой при атмосферном давлении при температуре 1 000° в кварцевой трубке, помещенной в электрической печи Гереуса. Охлаждение проб производилось в струе CO_2 в холодном конце кварцевой трубки, благодаря чему окисление проб кислородом воздуха было совершенно исключено.

Таблица 13.

№№ опытов	Продолжительность обработки пробы углекислотой в часах	Процентное распределение бария в пробах			
		Ввиде BaS	Ввиде $BaCO_3$	Ввиде $BaSO_3$	Ввиде $BaSO_4$
1 [1]	0	94,8	5,0	Следы	0,2
2	2,0	87,8	6,4	„	5,8
3	4,5	71,7	11,9	„	16,4
4	8,5	29,1	27,3	„	43,5

Рассматривая таблицу 13, мы видим, что при обработке углекислотой при температуре 1 000° образуется $BaSO_4$ и $BaCO_3$ (и следы $BaSO_3$), т.-е. здесь имеют место две реакции:

1. $BaS + 4\,CO_2 = BaSO_4 + 4\,CO$.
2. $BaS + 4\,CO_2 = BaCO_3 + SO_2 + 3\,CO$ [2]).

Наличие в пробах весьма небольших количеств Ba_2SO_3 дает основание предполагать, что при действии CO_2 на BaS сначала образуется сульфит бария, который затем или реагирует с CO_2, давая $BaCO_3$, или окисляет углекислотой до $BaSO_4$. Реакция образования $BaCO_3$ имеет место и при восстановлении $BaSO_4$ окисью углерода, причем там эта реакция протекает с бо́льшей быстротой, как это видно из таблицы 6, что опять является косвенным указанием на то, что образование $BaCO_3$ идет через $BaSO_3$, которое образуется в первую очередь при восстановлении $BaSO_4$ окисью углерода. Можно было очевидно заранее предугадать, что относительное количество образующегося $BaCO_3$ при восстановлении $BaSO_4$ будет тем больше, чем ниже будет относительное парциальное давление окиси углерода в газовой фазе. Для проверки этого положения была поставлена еще одна серия опытов.

[1]) Исходный материал.
[2]) Суммарная реакция, состоящая из целого ряда последовательно идущих реакций.

Навески химически чистого $BaSO_4$ обрабатывались в кварцевой трубке при 1 000° и при одной атмосфере давления газовой смесью, содержавшей CO и CO_2 в 4-х различных соотношениях 6 : 4, 3 : 7, 1 : 9, 0,5 : 9,5; полученные пробы анализировались вышеописанным способом. Полученные результаты собраны в таблице 14.

Таблица 14.

№№ опытов	Продолжительность в часах	Состав газовой смеси в %		Процентное распределение бария в пробе			
		CO	CO_2	Ввиде BaS	Ввиде $BaCO_3$	Ввиде $BaSO_3$	Ввиде $BaSO_4$
1	1	100	0	94,6	5,2	Следы	0,2
2	2,25	60	40	93,4	6,3	„	0,3
3	2,5	30	70	87,5	11,9	„	0,6
4	3,25	10	90	7,0	26,0	„	67,0
5	2,3	5	95	2,3			97,7

Из таблицы видно, что при восстановлении $BaSO_4$ газовой смесью состоящей из CO и CO_2, получается наряду с BaS еще $BaCO_3$, причем количество последнего в пробе оказывается тем больше, чем ниже содержание CO и чем выше содержание CO_2 в газовой смеси.

Как уже указывалось, мы полагаем, что $BaSO_4$ сначала восстанавливается окисью углерода лишь до сульфита по реакции $BaSO_4 + CO = BaSO_3 + CO_2$, а затем уже до BaS. Но образующийся сульфит реагирует с CO_2 по уравнению $BaSO_3 + CO_2 = BaCO_3 + SO_2$, давая углекислый барий. Очевидно, что чем ниже парциальное давление CO, тем предпочтительнее пойдет восстановление $BaSO_4$ по уравнению $BaSO_4 + CO = BaSO_3 + CO_2$, по сравнению с уравнением $BaSO_4 + 4\,CO = BaS + 4\,CO_2$, с другой стороны, чем выше парциальное давление CO_2, тем быстрее образовавшийся $BaSO_3$ будет переходить в $BaCO_3$ и тем меньшее количество $BaSO_3$ успеет восстановиться до BaS. Итак, изменяя соотношения CO и CO_2 в газовой фазе, мы тем самым можем менять соотношения между BaS и $BaCO_3$ в полученной после восстановления $BaSO_4$ массе, а именно, увеличивая соотношение в газе в сторону CO, мы увеличиваем в массе относительное содержание $BaCO_3$ за счет BaS и наоборот.

Отсутствие значительных количеств серы в газовой фазе. Выше уже отмечалось, что, при отборе проб газа для анализа из реакционной трубки, мы наблюдали наличие серы в этих пробах лишь в самых незначительных количествах. Для того, чтобы окончательно убедиться в этом, мы провели два нижеописанных опыта. Мы исходили из того соображения, что при образовании $BaCO_3$ и выделении свободной серы происходит уменьшение объема газа, как это видно из сопоставления реакций:

$$2\,BaSO_4 + 2\,CO = 2\,BaCO_3 + 2\,SO_2.$$
$$2\,SO_2 + 4\,CO = 4\,CO_2 + S_2.$$

В самом деле, вместо 6 объемов CO, получается 4 объема CO_2 и один объем газообразной серы (S_2). Очевидно, что после того, как газ охладится и из него выделится твердая сера, сокращение объема газа будет равно тому удвоенному объему, каковой занимала сера (S_2), будучи в газообразном состоянии, т.-е. по сокращению объема охлажденного газа можно вычислить процентное содержание газообразной серы (S_2) в газе реакционной трубки.

Опыты, имевшие целью проследить количество уменьшения объема газа после реакции, были проведены в аппарате, изображенном на рис. 6.

После промывки аппарата углекислотой и окисью углерода описанным выше способом (см. стр. 808) кран d закрывался и через реакционную трубку (*7*), наполненную химически чистым $BaSO_4$, пропускалась из пипетки (*18*)

окись углерода, причем количество последней измерялось количеством ртути, перешедшей из снабженной делениями калиброванной уравнительной трубки (*19*) в пипетку (*18*). Разумеется, давление в аппарате перед и после опыта при отсчете ртути в уравнительной трубке (*19*) приводилось точно к атмосферному. Выходивший из реакционной трубки (*7*) газ проходил в левую пипетку приемной системы (*12*) и наполнял ее точно до метки *A* при атмосферном давлении.

Объем указанной пипетки от крана *f* до метки *A* был предварительно точно измерен ртутью, таким образом, наполнивши пипетку газом при атмосферном давлении, мы получали определенный и точный объем газа после реакции. Указанным способом можно было измерить уменьшение объема газа с точностью до $\pm 3\%$, что отвечало $\pm 1{,}5\%$ серы.

По окончания опыта газ переводился из пипетки в бюретку (*13*) для анализа, способом описанным выше (SO_2 определялось объемным способом). Были проведены 2 опыта при температурах 1 000 и 1 200°, причем в обоих случаях мы не наблюдали, в пределах указанной точности, уменьшения объема газа после реакции, таким образом, газообразная сера присутствовала в газовой фазе в количестве ниже 1,5 объемных процентов.

Состав газа был найден следующий:

при 1 000° SO_2 — 2%, CO — 4,1%, CO_2 — 93,9%.
„ 1 200° SO_2 — 13,2%, CO — 3,1%, CO_2 — 83,7%.

В согласии с равновесием $2\,SO_2 + 4\,CO \rightleftarrows 4\,CO_2 + S_2$ содержание серы в газовой фазе должно было бы достигнуть соответственно 34,5 и 8,3%. Отсутствие в действительности столь значительных количеств газообразной серы в газовой фазе указывает на то, что здесь шли еще какие-то химические реакции, связанные с поглощением серы. На основании некоторых наблюдений у нас явилось предположение, что в реакцию с серой вступает $BaCO_3$, который частично получается при восстановлении $BaSO_4$ окисью углерода. Для проверки этого предположения нами был поставлен соответствующий опыт.

Взаимодействие серы с углекислым барием. Был проведен опыт при температуре 1 000° в том же аппарате (рис. 5) и в тех же условиях, что и предыдущие опыты с той лишь разницей, что пипетка (*18*) была в этом случае наполнена смесью из CO и SO_2, соответствующей приблизительно уравнению $2\,SO_2 + 4\,CO_2 = 4\,CO_2 + S_2$, т.-е. смесь состояла, примерно, из 33% — SO_2 и 67% CO, при этом кварцевая реакционная трубка (*7*) была наполнена химически-чистым $BaCO_3$. После реакции состав газа был найден следующий: SO_2 — 9,0%, CO — 3,7%, CO_2 — 87,3%.

Если бы углекислый барий вел себя совершенно нейтрально по отношению к газовой фазе, то должно было бы произойти уменьшение объема газа, во-первых, вследствие самой реакции $2\,SO_2 + 4\,CO = 4\,CO_2 + S_2$, во-вторых, вследствие конденсации серы при охлаждении прореагировавшего газа в левой пипетке приемного устройства (*12*). В пределах точности измерения объема газа $\pm 3\%$, мы этого уменьшения не наблюдали, следовательно, если газообразная сера (S_2) и находилась в газовой фазе, то лишь в небольших количествах; с другой стороны, сравнивая содержание SO_2 в газе до и после реакции, мы видим, что значительная часть серы (около 73%) исчезла из газа и вошла в какие-то соединения с барием. И действительно, анализ $BaCO_3$, взятого из реакционной трубки, показал, что в нем содержится $BaSO_4$ и BaS. Итак этот опыт показал нам, что при действии серы на $BaCO_3$ образуются сернокислый и сернистый барий. Можно предположить, что образование этих соединений без изменения объема газа шло по следующим уравнениям:

а) $3\ [2\,SO_2 + 4\,CO = S_2 + 4\,CO_2]$
$4\ BaCO_3 + 3\,S_2 = 4\,BaS + 4\,CO_2 + 2\,SO_2$
$4\ [BaCO_3 + SO_2 + 3\,CO = BaS + 4\,CO_2]$

б) $BaCO_3 + SO_2 = BaSO_4 + CO$

или

$$BaS + 4\,CO_2 = BaSO_4 + 4\,CO.$$

Уменьшение содержания SO_2 в газовой фазе с увеличением содержания $BaCO_3$ в реакционном пространстве. Выше уже отмечалось, что с повышением номера опыта, т.-е. с увеличением количеств в реакционной трубке BaS и $BaCO_3$, содержание SO_2 в газовой фазе уменьшалось (см. табл. 8, 9 и 12). Для того, чтобы окончательно удостовериться в том, что это явление обусловливается углекислым барием, мы провели в приборе, представленном на рис. 6, еще одну серию опытов.

Через кварцевую реакционную трубку (7), наполненную химически чистым $BaSO_4$, мы пропускали с определенной скоростью окись углерода и анализировали полученный газ. При этом перед каждым опытом мы пропускали через реакционную трубку воздух для превращения образовавшегося в предыдущем опыте BaS в $BaSO_4$. После такой окислительной прокалки BaS исчезал и в реакционной трубке оставались $BaSO_4$, $BaCO_3$ и некоторое количество BaO, появившееся вследствие разложения $BaCO_3$, получившееся в предыдущих опытах. После промывки прибора углекислотой (см. описание работы с прибором выше на стр. 808) вся окись бария опять переходила в $BaCO_3$. Таким образом после каждого опыта—после каждой окислительной прокалки, количество $BaCO_3$ в реакционной трубке постепенно увеличивалось. Данные этой серии опытов приведены в таблице 15.

Таблица 15.

№ опыта	Температура в C°	Скорость пропускания газа в см³ в час	Состав газовой фазы в %%			Процентн. соотношен. между CO и CO_2 в газ. фазе		ПРИМЕЧАНИЕ
			SO_2	CO	CO_2	CO	CO_2	
14	1200	33	13,2	3,1	83,7	3,6	96,4	Масса от опыта № 13 табл 12.
15	1200	40	7,9	3,4	88,7	3,7	96,3	„ после опыта № 14.
16	1200	40	7,3	3,7	89,0	4,0	96,0	„ „ „ № 15.
17	1200	88	15,9	6,2	77,9	92,6	7,4	Свеж. $BaSO_4$
18	1200	60	6,6	6,0	87,4	93,6	6,4	Масса после опыта № 17.
19	1200	60	4,3	5,6	90,1	94,1	5,9	„ „ „ № 18.
20	1200	60	2,7	5,3	92,0	94,6	5,4	„ „ „ № 19 содерж. 32% $BaCO_3$
21	1000	40	4,9	неопр.	неопр.	—	—	Свеж. $BaSO_4$
22	1000	40	3,0	„	„	—	—	Масса после опыта № 21 содерж. 5% $BaCO_3$
23	1000	40	0,5	3,5	96,0	96,5	3,5	Масса после опыта № 22, содерж. 10% $BaCO_3$

Опыты № 14, 15 и 16 были проведены с массой оставшейся после опыта № 13 (см. табл. 12). После каждого опыта масса, как указано выше, подвергалась окислительной прокалке для перевода BaS в $BaSO_4$. Как мы видим из таблицы, содержание SO_2 в газовой фазе постепенно падает. Опыты с 17 по 20 включительно проведены с новой загрузкой $BaSO_4$ в реакционной трубке. Равным образом опыты с 21 по 23 проведены тоже с новой загрузкой $BaSO_4$.

Перед опытами 18, 19, 20, 21, 22 и 23 через реакционную трубку после предыдущих опытов пропускалась сначала углекислота для получения больших количеств $BaCO_3$ в массе, а затем воздух для перевода оставшегося BaS в $BaSO_4$. Содержание $BaCO_3$ в массе после опыта 20 определялось весовым путем. Содержание $BaCO_3$ в массе в опытах 22 и 23 определялось путем учета (с помощью раствора иода) количества SO_2, выделявшегося при пропускании углекислоты через реакционную трубку перед опытами. Рассматривая результаты этих двух групп опытов, мы видим, что и здесь

содержание SO_2 в газовой фазе сильно снижается с повышением количества $BaCO_3$ в массе, находящейся в реакционной трубке.

Итак, вся эта серия опытов подтверждает, что содержание SO_2 в газовой фазе не является постоянным, напротив того, оно зависит от количества $BaCO_3$, находящегося в реакционной трубке.

Химические процессы, имеющие место при восстановлении $BaSO_4$ окисью углерода. Все вышеприведенные экспериментальные данные говорят нам о том, что при восстановлении $BaSO_4$ окисью углерода мы не имеем дела с определенным гетерогенным равновесием, в котором каждой температуре соответствует определенный состав газовой фазы, напротив того, состав последней зависит от количественного соотношения твердых веществ в реакционной трубке, так например, содержание SO_2 в газовой фазе, как показывает эксперимент, изменяется в очень больших пределах в зависимости от содержания $BaCO_3$ в твердой массе; соотношения между CO и CO_2 стоят в известной зависимости от наличия SO_2 в газе и т. д.

В таблице 16 приведены вычисленные нами соотношения между CO и CO_2 (см. табл. 7), соответствующие равновесию $BaSO_4 + CO \rightleftarrows BaS + 4\,CO_2$, и те же соотношения найденные нами из опытов (средние цифры из двух последних граф таблиц 8 и 9).

Таблица 16.

Температура в C°	Процентное соотношение между CO и CO_2, вычисленное из уравнения 4		Процентное соотношение между CO и CO_2 найденное на опыте	
	CO	CO_2	CO	CO_2
700	2,1	97,9	1,7	98,3
800	3,1	96,9	2,5	97,5
900	4,4	95,6	3,5	96,5
1000	5,8	94,2	4,3	95,7
1100	7,5	92,5	5,5	94,5
1200	9,0	91,0	7,6	92,4

Рассматривая таблицу, мы видим, что при снижении температуры экспериментальные и теоретические цифры сближаются, а при повышении температуры они расходятся. Повидимому, причиной этого обстоятельства является сернистый газ, количество которого с повышением температуры сильно возрастает. Вступая во взаимодействие с CO по реакции $2\,SO_2 + 4\,CO = S_2 + 4\,CO_2$ сернистый газ понижает содержание CO в газовой фазе, стремящейся по своему составу соответствовать равновесию $BaSO_4 + 4\,CO \rightleftarrows BaS + 4\,CO_2$.

Как показывали наши исследования, восстановление $BaSO_4$ окисью углерода есть процесс сложный, состоящий из целого ряда химических реакций, в результате которых кроме основного соединения BaS получаются еще $BaCO_3$, $BaSO_3$, а может быть еще и другие соединения.

Полное освещение этого сложного процесса с выявлением всех химических реакций возможно сделать лишь путем дальнейших опытных исследований, поэтому не претендуя на точность и полноту приведенных ниже реакций, мы даем лишь первое приближение к истине, базируясь на наших далеко неполных вышеописанных экспериментах.

При действии окиси углерода на $BaSO_4$ по нашим наблюдениям имеют место следующие химические процессы:

$$BaSO_4 + 4\,CO = BaS + 4\,CO_2 \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad a$$
$$BaSO_4 + CO = BaSO_3 + CO_2 \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad б$$
$$BaSO_3 + CO_2 = BaCO_3 + SO_2 \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad в$$
$$2\,SO_2 + 4\,CO = 4\,CO_2 + S_2 \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad г$$
$$2\,BaCO_3 + S_2 + 2\,CO = 2\,BaS + 4\,CO_2 \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad д$$

Процесс восстановления $BaSO_4$ идет таким образом по уравнению *а*, но вместе с этим идут побочные реакции по уравнениям *б* и *в*, дающие $BaSO_3$, $BaCO_3$ и SO_2. Образовавшийся SO_2 вступает во взаимодействие с CO по уравнению *г*, давая S_2 и CO_2, при чем в количественном отношении эти

4 газообразные вещества стремятся встать во взаимоотношения, отвечающие константе равновесия для данной температуры $K = \frac{P^2_{SO_2} \cdot P^4_{CO}}{P^4_{CO} \cdot P_{S_2}}$, но этому препятствует реакция *д*, согласно которой образовавшаяся сера вступает немедленно по своем образовании во взаимодействие с $BaCO_3$ и CO, давая BaS и CO_2, в результате чего содержание CO_2 в газовой фазе поднимается выше того, которое отвечает равновесию $BaSO_4 + 4\,CO \rightleftarrows BaS + 4\,CO_2$, вследствие чего BaS реагирует с CO_2, давая опять исходные материалы $BaSO_4$ и CO. При таком круговом процессе конечно состав газовой фазы при данной температуре будет зависить от относительных количеств твердых веществ, от их поверхности, от степени размола их и проч. Процесс этот может еще усложняться тем, что твердые вещества тоже реагируют между собой (напр., по реакции $BaS + 3\,BaSO_4 = 4\,BaO + 4\,SO_2$ [1]) и могут также образовывать твердые растворы. Следствием того, что при восстановлении $BaSO_4$ окисью углерода имеет место переход серы в газообразную форму в виде SO_2 (частично и в виде S_2), на ряду с BaS образуется еще небольшое количество малорастворимых в воде $BaCO_3$ и $BaSO_3$. Это обстоятельство конечно не играет никакой роли при дальнейшей переработке плава на $BaCl_2$, действием соляной кислоты. При выработке литопона, при экстрагировании BaS водой из плава образовавшиеся $BaCO_3$ и $BaSO_3$ обусловливают потерю части бария для данного производства. Но разумеется и в этом случае оставшиеся нерастворимые в воде соединения бария могут быть переработаны на $BaCl_2$ действием соляной кислоты.

Заключение. 1. При действии окиси углерода на $BaSO_4$ в температурном интервале 700—1 200°, получается главным образом BaS, а также, в меньших количествах, $BaCO_3$.

2. Взаимодействие между CO и $BaSO_4$ идет уже при температуре 700°, при чем скорость реакции сильно возрастает с повышением температуры. В общем скорость восстановления барита окисью углерода примерно равняется скорости восстановления барита коксом.

3. Сравнительно низкие температуры, при которых идет указанная реакция восстановления и высокая скорость ее, открывают нам возможность использования ее в большом промышленном масштабе при производстве литопона и хлористого бария.

4. Преимущества способа восстановления барита до BaS окисью углерода перед способом восстановления углем заключается в следующем:

а) в случае применения CO получается совершенно чистый плав не загрязненный ни углем, ни золой, заключающейся в последнем, благодаря чему при обработке такого плава водой получается сразу совершенно чистый раствор BaS, б) нерастворимая в воде часть плава при обработке ее соляной кислотой дает совершенно чистый раствор $BaCl_2$, в) нерастворимый в кислоте, невосстановленный барит будет целиком возвращаться в процесс, что при восстановлении углем сделать нельзя, в виду загрязненности остатка золой угля. Благодаря возвращению всего невосстановленного $BaSO_4$ в процессе отпадают теперешние потери бария, с отбросными остатками после выщелачивания, содержащими в себе кроме невосстановленного $BaSO_4$ еще то, или другое количество BaS, $BaCO_3$ или $BaCl_2$.

5. Операцию восстановления $BaSO_4$ до BaS окисью углерода в промышленном масштабе можно было бы проводить непрерывно во вращающейся

[1]) Нами были проведены две прокалки в атмосфере азота при 1 000° смеси, имевшей состав, соответствующий выше написанному уравнению. После четырех часов прокалки мы нашли в смеси 0,8% бария растворимого в слабой соляной кислоте. Таким образом эти опытные данные показывают, что соединения бария реагируют между собой с выделением SO_2, хотя правда реакции эти идут несравненно медленнее реакций происходящих между соединениями бария и газообразными CO и CO_2 и тоже дающих SO_2.

трубо-печи, поставленной слегка наклонно. В верхний конец печи будет постоянно поступать тонко-размолотый барит (проходящий через сито № 120), а в нижний конец печи будет входить генераторный газ с температурой около 1 000°. Выходящий из трубо-печи готовый плав будет падать непосредственно в механический растворитель для BaS (в воду), а прошедший через печь генераторный газ, содержащий в себе еще значительный процент CO будет поступать в топку парового котла, где газ будет окончательно догорать, а теплота продуктов горения будет использована для производства пара. Для получения температуры генераторного газа около 1 000° придется воздух, идущий в генератор, подогревать до соответствующей температуры, для чего можно использовать опять газ, выходящий из трубо-печи.

Для вынесения окончательного суждения по вопросу применения предлагаемого нами способа получения BaS ($BaCl_2$) в промышленном масштабе, необходимо поставить соответствующие полузаводские опыты, которыми с одной стороны будет проверен ход процесса во вращающейся печи при восстановлении $BaSO_4$ до BaS генераторным газом, с другой стороны будет освещена экономика процесса.

Прямое получение хлористого бария из барита. Нами также изучался процесс непосредственного получения $BaCl$ в плаве в печи при температурном интервале от 700 до 1 000° при следующем составе исходной смеси:

Барита	52,8%
Древесного угля	28,9%
$CaCl_2$	17,9%
Влаги	0,4%

Смесь эта получалась путем высушивания смеси барита и древесного угля, смоченной раствором $CaCl_2$. Барит и уголь были взяты здесь того же состава и той же степени измельчения, что и выше в опытах 1—14 (табл. 1). Отдельные навески смеси указанного состава в фарфоровой лодочке нагревались в печи в течение определенных промежутков времени, после чего в них определялось содержание водо- и кислото-растворимого бария. Опытные данные проведены в таблице 17.

Таблица 17.

№№ опытов	Температура в С°	Продолжительность восстановления в часах	Процент перехода бария в раствор		Разность в % перехода при обработке слабым раствором HCl и водой
			При обработке водой	При обработке слабым раствором HCl	
1	700	1	25,2	27,3	2,1
2	800	1	87,5	97,5	10,0
3	900	0,25	97,8	97,8	0,0
4	900	0,5	97,2	99,7	2,5
5	900	1,0	96,0	98,7	2,7
6	1000	0,25	97,8	99,6	1,8
7	1000	1,0	неопр.	99,5	—
8	1000	1,0	98,7	99,4	0,7

Рассматривая цифры этой таблицы и сравнивая их с цифрами таблицы 1 мы видим, что скорость образования растворимых соединений бария ($BaCl_2$, BaS, $BaSO_3$ и др.) из нерастворимого барита получается при прокалке последнего с углем и $CaCl_2$ более высокой, нежели в случае прокалки барита только с одним углем. В самом деле в присутствии $CaCl_2$ достаточно часовой продолжительности прокалки при 800° для получения 97,5% бария в растворенном виде; подобные же результаты при восстановлении одним углем можно получить лишь при температуре около 1 000°.

Итак, эти экспериментальные данные показывают, что с содержанием $CaCl_2$ в шихте процесс образования растворимых соединений бария можно успешно вести в заводских условиях при температуре 800—900°, в то время, как в отсутствии $CaCl_2$ для получения примерно той же скорости процесса необходимо держаться в температурном интервале 1000—1100°, т.-е. на 200°

выше, что сопряжено, конечно, с бо́льшим расходом топлива. Кроме того, в первом случае для производства $BaCl_2$ может быть использован $CaCl_2$ — *отброс содового производства и процесс Вельдона, что и делается в настоящее* время на Бондюжском заводе. Таким образом, с точки зрения технологической, процесс получения $BaCl_2$ рациональнее вести по способу с $CaCl_2$: разумеется при производстве литопона, где требуется *BaS*, процесс нужно вести по способу прокалки барита только с восстановителем.

Ноябрь 1927 г.
Москва.

А. Ф. Фиолетова.

О содержании титана, ванадия и циркония в глинах [1]).

Работа на эту тему была начата мною в октябре 1924 г. в Лаборатории Государственного Исследовательского Керамического Института и составляла часть выполняемой в этой Лаборатории работы по определению содержания окислов *Ti*, *Mn*, *P* и др. в русских глинах. Ныне она продолжается в Лаборатории Государственного Экспериментального Института Силикатов, при чем предметом ее является, по возможности, систематическое изучение глин Подмосковного каменноугольного бассейна в отношении содержания *Ti*, *V* и *Zr*.

В качестве предварительного сообщения, результаты моей работы были доложены на IV Менделеевском Съезде и напечатаны в журнале Прикладной Химии, т. II, вып. 3—4 за 1926 г. Здесь я сообщаю некоторые дальнейшие цифровые данные и выводы.

Я остановилась на определении именно *Ti*, *V* и *Zr* в русских глинах, так как присутствие их в заметном количестве может иметь значение в технике; кроме того, интересно в теоретическом отношении, ибо, как мне кажется, в некоторых случаях дает ценные указания геологического характера.

Все три элемента, конечно, не являются редкими в точном смысле слова [2]). Они считаются редкими только по незнакомству с ними в обыденной жизни

Между тем, на определение этих элементов в глинах обычно не обращается внимания.

Титан. Этот элемент, еще недавно совсем не определявшийся в глинах при обычных лабораторных исследованиях, теперь благодаря указанию целого ряда авторов [3]), определяется в химических лабора-

---

[1]) (Отдел Силикатного Сырья Государственного Экспериментального Института Силикатов).

[2]) А. Ферсман. Исчисление состава земной коры по % количеству атомов. Изв. Акад. Наук. 1912, стр. 367. Акад. А. Е. Ферсман еще в 1912 г., вычисляя состав земной коры в % атомов, указал, что содержание каждого из них значительно больше, чем *Cu*, *Pb*, *Sn*, *S*, *P* и целого ряда других элементов.

Акад. В. И. Вернадский. История минералов земной коры, 1925, стр. 49. По вычислению акад. В. И. Вернадского, *Ti* принадлежит к 3-й декаде, а *V* и *Zr* к 4-й декаде (каждая последующая декада содержит элементы в 10 раз менее распространенные, чем предыдущая).

[3]) Акад. В. И. Вернадский. Титан в почвах—Почвоведение, 1910 г., стр. 253. W. F. Hillebrand. The Analysis of Silikat und Carbonat Rocks. 1919. Русский перевод, стр. 17. F. W. Clarke. The data of Geochemistry, Wash., 1908 p. 352. F. Grant. Journ. of the Amer. Ceram Soc. 1924 г. p. 122—140. Также и другие авторы.

ториях в качестве обычной составной части глин. Однако, нельзя сказать, что как русские, так и иностранные глины достаточно подробно исследованы на содержание *Ti*. В этом отношении характерна статья д-ра O. Kallauner'a [1]).

Из 20 приведенных им анализов цеттлицкого каолина, за время с 70 годов прошлого столетия до 1925 г. включительно, принадлежащих Bischof'y, Hecht'y, Zöllner'y, Rieke, Matejka и ряду других выдающихся немецких керамистов и химиков, определено содержание TiO_2 только в трех анализах (1914, 1924 и 1925 г.г.).

Цеттлицкий каолин, как известно, служит обычно стандартом во всех керамических испытаниях и является одной из наилучше изученных глин. О других глинах и говорить не приходится.

О значении присутствия TiO_2 в глинах для техники известно пока немного. По имеющимся в литературе данным, TiO_2 является в глинах красителем и плавнем. По Ries'y [2]) TiO_2 оказывает влияние на спекание и окраску керамических масс. Взятая им для исследования глина (плав. 34—35 *SK*), после прибавления 0,5% тонкоизмельченного рутила, понизила свою плавкость наполовину *SK*, а при 2%—на целый конус. Все смеси показали спекание при 27 *SK* и глубоко-голубую окраску в изломе. При прибавлении 5%, TiO_2 окрашивает массы в желтый цвет. В количестве 5—10% TiO_2 употребляется как желтая краска для керамических масс.

По исследованию проф. П. А. Земятченского [3]) TiO_2 присутствует в глинах в виде наиболее устойчивой по отношению к действию химических реагентов формы—рутила, реже титанистого железняка и титанита.

Приведу теперь ряд глин, в которых TiO_2 определялся по колориметрическому методу, при индикаторе H_2O_2. Ошибка опыта для этих определений $\pm 0{,}05\%$. Исследованные образцы принадлежат Гос. Керамическому Институту.

Из этих глин первые пять относятся к первичным каолинам, или перенесенным лишь на недалекое расстояние. Остальные представляют собою типичные вторичные глины.

Из приведенных цифр видно, что первичные глины содержат TiO_2 значительно меньше, чем вторичные.

С первого взгляда и в виду большого удельного веса рутила (6—6½) и твердости это кажется парадоксальным, но повидимому, здесь имеет значение способность его образовывать кристаллы в виде тончайших иголок и волосков. Они легко ломаются на мельчайшие частички и переносятся одновременно с частичками каолинита, накапливаясь во вторичных залежах.

Если мы обратим внимание на геологический возраст глин, то увидим, что все первичные глины, с малым содержанием TiO_2 относятся к третичному возрасту, т.-е. что они более молоды, чем вторичные. Исключением является кембрийская лепная глина Ленинградской губ., но все же, повидимому, содержание TiO_2 связано с процессами переноса и переотложения.

При этом, TiO_2 всегда содержится в мелкой фракции глин, согласно литературным данным (см. сноски 4 и 7). Это говорит в пользу

---

[1]) „Der Zettlizer Kaolin" в Sprechsaal. № 47, 1925 г.

[2]) П. А. Земятченский. Материалы по вопросу о рациональном анализе глин. Труды Отд. глиняных материалов К. Е. П. С. Петроград, 1923 г., стр. 109. Там же сводка литературы по этому вопросу.

[3]) Ibidem.

Таблица I.

(Хим. анализ глин дан в таблице IV).

Название глины	Местонахождение	Геологический возраст [1])	Содержание TiO_2 в %	Число образцов.
Волновахский каолин . .	Екатеринослав. губ.	Третичн.	0,68—1,18	9
Лозовиковский „ . .	Киевской губ.	Докембрийск.	0,52—0,73	2
Глуховецкий „ . .			0,22—1,10	4
„ „ . . .			0,95—1,35	3
Чебаркульская глина . .	Челябинск. губ.	Третичн. ?	0,98—1,20	2
Часов-ярская глина . . .	Екатеринослав. губ.	Нижне-третичн.	0,94—1,58	14
Боровиковская глина . .	Подмосковн.	Каменноуг. бассейн.	1,89	1
Боровичская глина . . .	Новгородск. губ.	„ „	2,58—2,72	2
Пикалевская „ . . .			2,01—2,19	2
Любытинск. полусухарь .		„ „	2,72	1
Латнинская глина . . .	Воронежской губ.	Юрский.	2,07—2,95	10
Глуховская „ . . .	Черниговской губ.	?	0,68—1,08	3
Нерчинская „ . . .	Забайкальская обл.	?	1,10	1
Лепная синяя глина . .	Ленинградская губ.	Кембрийский	1,00	1
Боровичский полусухарь.	Новгородск. губ.	Нижне-каменноуг.	2,72	1

предположения И. И. Гинзбурга [2]), что TiO_2 скопляется в результатах отмучивания во вторичных глинах.

Как видно из таблицы, русские глины сравнительно богаты TiO_2 (в среднем в них ее около 1,5%) и содержание TiO_2 в них сильно колеблется, варьируя даже в пределах одного и того же месторождения. Это обстоятельство, вследствие вышеуказанного влияния *Ti* на технические свойства глин, делает необходимой сортировку применяемых в технике глин по содержанию TiO_2.

Ванадий—также широко распространен в земной коре, хотя абсолютное его содержание в ней значительно меньше, чем *Ti*. На присутствие *V* в глинах неоднократно указывалось многими исследователями [3]). В иностранной литературе мы имеем количественные данные в отношении к глинам. По Hillebrand'у [4]), содержание V_2O_5 в глинах колеблется в пределах от 0,1% и меньше. По Weber'у [5]) в водной вытяжке из рейнской глины найдено 0,1% V_2O_5. В русской химико-минералогической и технической литературе, поскольку мне известно, нет данных о содержании *V* в промышленных глинах, а между тем, его присутствие даже в относительно небольших количествах имеет значение в технике, так как он, подобно *Ti*, является красителем [6]).

---

[1]) По литературным данным, см. П. А. Земятченский. Каолинитовые образования Южной России—1896 г. Он же. Месторождения огнеупорных глин окрестностей, ст. Латной. Отчет К. Е. П. С. за 1918 г.

И. И. Гинзбург. Пеликанитовые образования Ю.-З. и Южн. России, Известия Петроград. Политехн. Инст. 1914 г., стр. 629.

Он-же. Каолин и его генезис. Изв. Петрогр. Политехн. Инст. 1912 г., стр. 305.

Б. К. Лихарев. Окрестности Челябинска и села Табынского, Изв. Геолог. Ком., 1917 г., стр. 629.

[2]) И. И. Гинзбург. Месторождение каолина в Подольской губ., Изв. Геолог. Комитета. 1917 г., стр. 592.

[3]) H. Seger. Tonidustrie-Zeitung 1877, стр. 367. Mingaye, Journ. Chem. Soc. London 1904, p. 420 и др. авторы.

[4]) W. F. Hillebrand. Bull. Unit. St. Geol. Surw. 1905. p. 9.

[5]) E. Weber. Beurteilung feuerfester Tone, Feuerfest. 1925, Heft 1. s. 6—7.

[6]) К. И. Богданович и К. А. Ненадкевич. Ванадий—К. Е. П. С. 1919. Dr. Endell. Uber. Selbstleuchtende Farben und Glasuren. Sprechsaal. 1911, s. 185.

Dr. O. Kallauner и I. Hruda [1]) утверждают, что, при прибавлении V_2O_5 в количестве 0,1% к массам из цетлицкого каолина, получаются при обжиге желтые и зеленые выцветы (Ausblühung), образование которых можно предупредить прибавлением к массам соединений бария (нитрата и карбоната).

Указанные литературные данные побудили меня обратить внимание на содержание V в русских глинах, при чем я исследовала на содержание V_2O_5 следующие глины, образцы которых также принадлежат Гос. Керамическому Институту.

Таблица II [2]).

Название глины	Местонахождение	Геологический возраст	% содержания V_2O_5	Метод предварительной обработки
Байковский каолин.	Подольской губ.	Третичный.	0,018	Сплавление с содой и селитрой по Hillebrand'y [3]).
Чебаркульская глина	Челябинской губ.	„	0,01	То же.
„	Челябинской губ.	„	0,007 и 0,008	Водная вытяжка.
Глуховецкий каолин	Киевская губ.	„	0,015	Сплавление с содой и селитрой.
Боровиковская глина	Подмосковн.	Каменноугольн. бассейн.	0,004	То же
„	„	Каменноугольн. бассейн.	0,0016	Водная вытяжка.
Латнинская глина .	Воронежск. губ.	Юрский.	не найдено	Сплавление с содой и селитрой.
„ „ .	„	„	„ „	Водная вытяжка.
Часов-ярская глина.	Екатеринослав. губ.	Нижне-Третичный.	0,0012	То же.
Глуховская белая глина	Черниговская губ.	?	0,0014	То же.
Нерчинская глина.	Забайкальская область.	?	0,0154	То же.
„ „	Забайкальская область.	?	0,040	Сплавление с содой и селитрой.
Лепная синяя глина.	Ленинградская губ.	Кембрийский.	0,008	Водная вытяжка.
„ „ „	Ленинградская губ.	„	0,075	Сплавление с содой и селитрой.
Боровичский полусухарь . . .	Новгородская губ.	Нижне-каменноугольный.	0,0073	Водная вытяжка.
Боровичский сухарь	Новгородская губ.	Нижне-каменноугольный.	0,019 [4])	Сплавление с содой и селитрой.
„	Новгородская губ.	Нижне-каменноугольный.	0,011 [4])	То же.

При определении V_2O_5 в указанных глинах обычные методы определения—весовые (по Rose и по Roscoe), объемный (с $KMnO_4$) и колориметрический (с H_2O_2) оказались трудно применимыми, так как пришлось бы работать с очень большими навесками, что при наших лабораторных условиях было бы затруднительно. Поэтому,

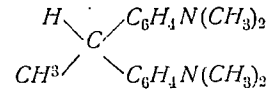
[1]) Dr. O. Kallauner und Dr. I. Hruda, Uber das Vorkommen von Vanadium in Keramischen Rohstoffen, Sprechsaal. 1922. № 30—31.

[2]) (Химич. анализ этих глин дан в таблице IV).

[3]) В. Ф. Гиллебранд. Химия Силикатов, 1925. Стр. 166.

[4]) В этих глинах найдено также около 0,10% Cr_2O_3.

я остановилась на колориметрическом способе с применением лейкосоединения малахитовой зелени в качестве индикатора [1]).



Чувствительность этого индикатора делает вполне возможной работу с навесками от 3 до 5 *г* глины.

Работа с этим индикатором требует строго постоянных условий (отсутствие минеральных кислот, очень большого количества солей и т. д.), при которых он только и является достаточно точным.

Определение я вела следующим образом: сплавленную с содой и селитрой навеску я выщелачивала горячей водой, из раствора выделяла главную массу кремнекислоты и окислов выпариванием по Hillebrand'y; к щелочному фильтрату от SiO_2 и пр., сконцентрированному до 100 *куб. см* и подогретому, я прибавляла 5 капель индикатора и уксусной кислоты до кислой реакции и нагревала до кипения. Окраска появляется в подогретом почти до кипения растворе и через несколько минут достигает максимума. По охлаждении сравнивала с эталоном. Окраска растворов сохраняется в течение нескольких месяцев (через 3 месяца изменений еще не заметно, через 6 месяцев едва заметное ослабление).

Индикатор я готовила по Гаттерману [2]) и промывала его теплым C_2H_5OH до полного обесцвечивания, а затем растворяла его в горячем, почти кипящем спирте. Сам индикатор менее устойчив, чем окрашенные им растворы, и на воздухе синеет. Его лучше готовить небольшими порциями и пользоваться не долее 3 месяцев.

Сравнение этого метода с другими дает следующие цифры (для синей лепной глины):

Объемный метод по Hillebrand'y	0,069%	V_2O_5
с лейкосоединением малахит. зелени . .	0,075	„
cH_2O_2 колориметрич.	0,10	„

Повышенное число с H_2O_2 надо повидимому приписать присутствию следов TiO_2 или платины в растворе.

В таблице приводится четвертый знак. Конечно, я не ручаюсь за абсолютную точность этого знака. Эта цифра приводится только как некоторая характеристика предыдущей цифры

В водной вытяжке я вела определение V_2O_5 следующим образом. Бралась навеска около 10 *г* в колбочку Эрленмейера на 500 *куб. см*, заливалась 300 *куб. см* кипящей дистиллированной воды, перемешивалась и оставлялась оседать на месяц. После этого глина отфильтровывалась, фильтрат сгущался до 100 *куб. см* и в нем вышеописанным образом определялась V_2O_5 колориметрически с лейкосоединением малахитовой зелени.

Из таблиц II и IV видно, что по содержанию V_2O_5 все глины могут быть разделены на 2 группы: 1) каолины, состоящие почти нацело из каолинита $Al_2O_3 \cdot 2SiO_2 \cdot 2H_2O$ и 2) собственно глины, содержащие, помимо каолинита, также и другие силикаты, следовательно,

---

[1]) Тетраметилдиаминотрифенилметан указан в качестве индикатора В. Г. Хлопиным; см. протоколы заседаний Отделения Химии Русского Физико-Химического О-ва, т. XXXI, стр. 7. 1925.

[2]) Гаттерман. Практическое руководство для изучения Органической Химии, стр. 225.

содержащие в своем составе окислы *Fe*, *Mg*, *Ti* и др. Глины второй группы содержат во много раз больше V_2O_5, чем каолины. Эта V_2O_5 переходит в водную вытяжку только в незначительной части, находящийся, повидимому, в свободном состоянии или в виде растворимых солей. Бо́льшая часть ее входит, вероятно, в состав железно-магнезиальных силикатов. Что касается чистых каолинов, то из приведенных цифр видно, что байковский каолин и глуховецкий (первичные), а также Чебаркульский (перенесен лишь на недалекое расстояние) содержат наибольшее количество V_2O_5, при чем она переходит в водную вытяжку—иногда почти вся. Во вторичных каолинах содержится или ничтожное количество V_2O_5 или ее нет. Таким образом, в каолинах V_2O_5 и TiO_2 являются как бы антогонистами—где много V_2O_5, там мало TiO_2 и наоборот. Но это не относится к глинам, загрязненным *Fe*, *Mg*, *Ti* и т. д.

Отсюда можно думать, как это утверждает Dieulafait [1]), что появление *V* в глинах является результатом выветривания содержавших его горных пород.

Как это уже было указано, часть V_2O_5 содержится в глинах в виде растворимых в воде соединений, о чем говорят и литературные данные [2]). Отсюда понятно во много раз меньшее содержание V_2O_5 во вторичных глинах, чем в первичных. Из последних V_2O_5 полностью или почти полностью выщелочена.

Цирконий. На присутствие ZrO_2 в глинах указано в вышеприведенной литературе (см. сноску 3). Попадает ZrO_2 в глины из горных пород, выветриванием которых образовалась глина.

Исследование глин со ст. Латной, Воронежской губ. под микроскопом обнаружило заметное содержание в них кристаллов циркона. Присутствие *Zr* представляет тот же теоретический интерес, что и присутствие двух предыдущих элементов. Кроме того, в последние годы в керамической и огнеупорной технике проявляется интерес к этому элементу, так как он употребляется часто, как прибавка к керамическим массам в виде минерала циркона [3]). Это побудило меня заняться исследованием русских глин на содержание *Zr*.

Определение велось по Hillebrand'y [4]) в тех же навесках, в которых определялся *V*, следовательно, приблизительно 1—3 *г*. Приходилось обращать особое внимание на контроль определений. В таблице III приведены только те определения, в которых *Zr* дал заметную реакцию на куркумовую бумажку. Чувствительность этого метода невелика и при указанной величине навески количество ZrO_2 менее 0,01% становится уже неопределимым. Были исследованы следующие глины.

Таблица III.

Название глины	% ZrO_2	Название глины	% ZrO_2
Чебаркульская	0,040	Боровичский сухарь	0,11
Байковский каолин	0,013	Синяя лепная	0,042
Латнинская	0,14	Нерчинская	0,040
	0,02	Глуховецкий каолин	0,039
Боровичский полусухарь	0,13		

[1]) M. Dieulafait. Comptes Rendues de l'Academie des Sciences. 1881, P. 804.

[2]) E. Weber см. выше.

[3]) Sprechsaal 1924, S. 385, Die Wirkung der Zirkonerde in Stahlblechemail (сводка литературы). R. F. Geller andB. I. Woods, Journ. of the Amer. Ceram. Soc. 1921, p. 842—52. I. Grünwaldt, Uber Zirkonerde in der Emailundustrie. 1911. S. 72. Журнал Химической Промышленности № 5. 1926, Цирконий и его техническое применение.

[4]) В. Ф. Гиллебранд. Химия Силикатов. 1925. Стр. 155.

В присутствии ZrO_2 в глинах пока нельзя усмотреть никакой законности и связать с происхождением или возрастом глин. Из сравнения приведенных цифр с цифрами анализа глин (см. далее табл. IV) видно, что наибольшее количество ZrO_2 находится в глинах наиболее богатых Al_2O_3. Возможно, что ZrO_2 в них замещает часть Al_2O_3.

Технического значения найденные количества ZrO_2 иметь не могут, так как ZrO_2 прибавляется к массам обычно в количестве нескольких процентов, но они имеют то значение, что устраняется заметная ошибка в определении Al_2O_3, так как в ходе анализа ZrO_2 осаждается с окислами R_2O_3.

Как видно из приведенных данных, ванадий и цирконий—эти, в настоящее время, не учитываемые в глинах элементы—в ряде образцов, подвергнутых исследованию, присутствуют в определимых, иногда довольно значительных количествах.

Это обстоятельство выдвигает вопрос о желательности возможно более широкого, по примеру титана, определения содержания названных элементов в глинах и др. керамических материалах.

В виду указаний в иностранной литературе на действие оказываемое ванадием, как и титаном на керамические массы, Государственный Экспериментальный Институт Силикатов намеревается поставить систематические исследования над содержанием обоих этих элементов в наших глинах, в первую очередь, Подмосковного бассейна и над влиянием их на керамические массы.

Приведенные выше сведения дают некоторые указания геологического и, в частности, стратиграфического характера, но для более определенных выводов в этом случае необходимо накопить возможно бо́льшее количество точных данных о содержании или отсутствии *Ti*, *V*, *Zr* и других более редких элементов в глинах определенных геологических возрастов.

Таблица IV.

Месторождения	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	TiO_2	CaO	MgO	K_2O	Na_2O	SO_3	Потеря при прокале	Сумма	Влаги
Байковская глина . . .	72,86	20,02	0,24	0,15	0,19	0,05	0,08	0,005	0,20	6,82	100,61	0,34
Чебаркульская глина [1]) .	73,18	18,76	0,42	0,98	0.27	0,01	0,51	0,24	—	6,08	100,45	0,65
Глуховецкий каолин .	69,60	22,18	0,22	0,22	0,32	нет	0,13	0,007	—	7,88	100,55	0,34
Боровиковская глина [2]) .	43,38	32,76	2,07	1,89	0,23	сл.	1,54	0,11	0,35	17,97	100,31	2,63
Воронежская глина (со ст. Латная)	50,00	32,30	0,90	2,70	0,75	0,25	0,23	0,10	0,15	12,63	100,01	2,81
Часов-ярская глина [3]) .	53,72	30,87	1,37	1,13	0,98	0,54	1,96	—	0,25	8,93	99,82	3,70
Глуховская белая глина [4]).	51,45	32,58	0,35	сл.	0,67	0,66	0,83	0,67	—	12,69	99,90	11,54
Нерчинская глина . . .	65,38	21,20	2,91	1,10	0,79	0,52	0,16	—	0,30	8,10	100,46	1,33
Кембрийск. синяя глина [5]).	61,26	22,76	4,98	1,00	2,22	1,00	2,91	—	—	4,33	100,46	3,00
Любытинский полусухарь [6])	48,85	34,99	0,97	2,72	0,31	сл.	сл.	сл.	—	12,15	99,99	1,95
Боровичский сухарь [7]) .	41,65	38,72	0,93	0,31	нет	0,11	—	—	1,04	13,75	99,64	—

[1]) Аналитик Б. Штейерт; [2]) P_2O_5—0,11%; [3]) P_2O_5—0,09%; [4]) Анал. Н. А. Жирнова; [5]) Анал. Б. Штейерт; [6]) Анал. Е. Ф. Чирва; [7]) Вытяжка 10% *HCl*; нераствор. остатка—3,03%, аналитик—проф. П. А. Земятченский.

Июль 1927 г.
Москва.

Инж. М. А. Карасик.

Каолиновые заводы СССР.

Развертывание промышленности СССР диктует необходимость выявления всех наших сырьевых ресурсов. В то время, как на основные виды наших ископаемых — уголь, нефть, руды — обращено достаточно серьезное внимание наших научно-технических сил и правительственных учреждений, нерудное минеральное сырье еще нами совершенно не охвачено и, как это ни странно, многое из этого сырья, несмотря на изобилие их в СССР, продолжает ввозиться из-за границы. Только в последние годы Госплан СССР стал отмечать необходимость в плановом развитии этой отсталой сырьевой отрасли промышленности и СТО в своем постановлении от 30 апреля 1926 г., дает соответствующую директиву. Как бы в продолжение указанной директивы Совет Труда и Обороны — 25 августа 1926 г. делает постановление об объединении всей разрозненной каолиновой промышленности в одних руках и 8 января 1927 г. СТО решает указанное объединение сосредоточить в едином тресте по добыче и обработке нерудного минерального сырья (Минеральное Сырье). Указанным постановлением как бы закладывается фундамент для правильного развития этого важного вида сырья, необходимого керамической, бумажной и химической промышленности и имеющего большие возможности развития не только для удовлетворения внутреннего спроса, но и для экспорта за границу. Введением в общий государственный план добычи и обогащения каолинов объединением этого дела в одних руках должно быть положено начало оздоровления этого дела, которое в последние годы было распылено среди различных организаций, конкурирующих друг с другом и захватывающих друг у друга каолиновые участки, скрывая друг от друга свои достижения в этой области. Вся добыча каолина сейчас сосредоточена в б. Киевской, Днепропетровской и Черниговской губерниях. В то время, как в Днепропетровском округе, в районе ст. Волновахи, ст. Долинской, а также в Глухове, Черниговской губ., добывается вторичный („отложной“) каолин, т.-е. каолин, не требующий особого отмучивания и используемый производством лишь после тщательной сортировки; каолины в Киевской губернии требуют отмучивания и только после обогащения могут потребляться керамической и бумажной промышленностью. В настоящее время промышленность предъявляет все больше спрос на стандартное сырье с определенными физическими и химическими свойствами; такое сырье может быть выпущено только с заводов, в то время, как даже самая тщательная ручная сортировка отложного каолина не может обеспечить определенного стандарта, отсюда вытекает все усиливающийся спрос на заводский каолин, при уменьшении потребности во вторичном каолине. Уже сейчас, по выявившемуся положению, можно принять потребность во вторичном каолине в размере не более 50% от первичного каолина и это количество с улучшением производства на заводах и с удешевлением себестоимости обогащения все будет уменьшаться. В настоящее время по обогащению каолинов в СССР работают четыре завода, которые по своей пропускной способности располагаются в следующем порядке:

Глуховецкий завод с производительностью	. . .	20000 тонн в год
Райковский завод „	. . .	15000 „ „
Турбовский завод „	. . .	12000 „ „
Лозовиковский завод „	. . .	10000 „ „
Всего	. . .	57000 тонн в год.

Указанная производительность, однако, может быть только достигнута тогда, когда: 1) на Глуховецком заводе будут внесены некоторые изменения в неправильно там сконструированную сушку, 2) на Райковском заводе будет приведено в порядок силовое хозяйство и закончена построенная на 75% сушка, а также построена железнодорожная ветка на 10 *км*, 3) на Турбовском заводе будет построена зимняя сушка, пока там отсутствующая. Если же указанная работа не будет проделана до начала 1927/28 опер. года, то производительность заводов на 1927/28 операционный год будет не более 50 000 тонн. Между тем, как заявленная твердая потребность на 1927/28 г. в отмученном каолине выражается следующими данными:

1)	для керамической промышленности . .	20000	тонн
2)	„ бумажной „ . .	25000	„
3)	„ прочей „ . .	5000	„
4)	„ экспорта „ . .	6000	„
		56000	тонн

Существующие заводы при полной нагрузке в состоянии удовлетворить существующий спрос в 1927/28 опер. году, но уже летом 1927/28 года необходимо приступить к возможному расширению существующих заводов и к проектированию нового завода. Особенно выявится эта необходимость, если

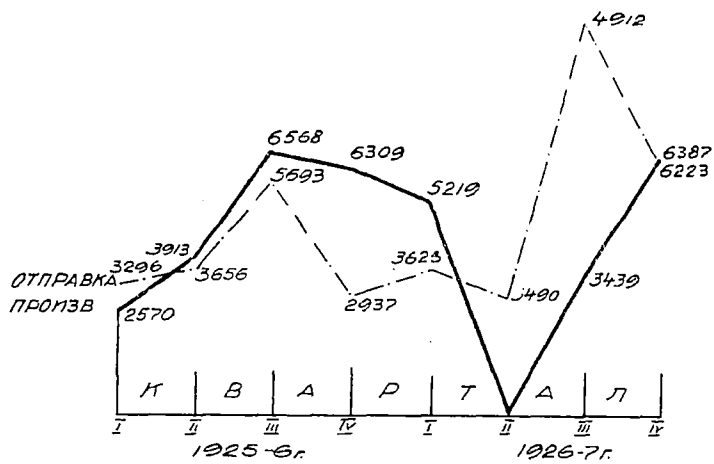


Рис. 1. Добыча и вывоз каолина на Глуховецком заводе в 1925—26—27 г.г.

первый опыт треста Минеральное Сырье с экспортом в 1926/27 г. даст благоприятные результаты. Дооборудования заводов для обеспечения производительности таковых в 1927/28 г. в 57 000 тонн должно быть трестом Минеральное Сырье проведено летом 1926/27 г. Программа этого переоборудования утверждена Главгортопом ВСНХ СССР в мае с. г. и будет выполнена к сроку, если намеченное финансирование по каолину фактически получит осуществление.

Переходя к характеристике отдельных заводов, можно по каждому из них отметить следующие особенности:

Глуховецкий завод. Завод находится при с. Глуховцах, Махновского района, Бердичевского округа. Ближайшая к заводу железнодорожная станция Глуховцы, Юго-Зап. ж. д., расположена в 3 *км* и соединена с заводом грунтовой доро-

гой, частью шоссированной. Для отправки и получения грузов завод пользуется с 12 августа 1925 г. собственной железнодорожной веткой, протяжением 3,5 *км*, связывающей завод с блок-постом 471 версты участка Казатин-Шепетовка.

Завод был построен и оборудован старыми машинами в 1901 г. и работал без перебоев до 1917 г. Во время войны, вследствие перепроизводства, работы на нем были сокращены, а затем совсем остановлены. В 1922 г. завод с бетонным отделением перешел к Продасиликату в арендное пользование по договору с Киевским ГСНХ до января 1925 г. и в июле того же года Продасиликат приступил к восстановлению завода. 17 января 1923 г. завод был дообуродован, но работал с разными остановками и только в 1924 г. работа завода началась полностью. 1 января 1925 г., когда Продасиликату удалось заключить договор с Киевским ГСНХ до 1 января 1932 г., он приступил к расширению завода, доведя его производительность с 700 ваг. сухого каолина в год до 1200 ваг. к марту 1926 г. Производительность завода за 1913/14—1923/24—1924/25—1925/26—1926/27 (сметн.) рис. 1 и 2.

На Глуховецком заводе, как и на всех прочих заводах, метод отмучивания в основном производится в следующих цехах: 1) барабанный, 2) бульерный, 3) чанный, 4) фильтрпрессный.

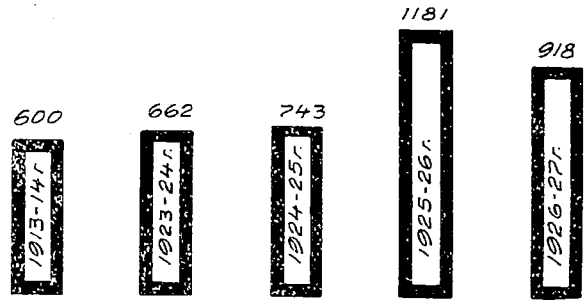


Рис. 2. Выработка каолина на Глуховецком заводе по годам в вагонах.

Барабанное отделение представляет из себя верхнюю разгрузочную площадку с эстокадой, где поданную из карьера вагонетками глину подают через отверстия в полу во вращающиеся барабаны. Барабан представляет из себя пустотелый цилиндр, имеющий внутри перегородку, делящую его на 2 неравные части. Передняя часть барабана внутри оборудована тремя рядами ножей, помогающих глине быстрей размельчаться. Поступающая из карьера глина содержит в себе 60% песка и 40% каолина. Работа барабана заключается в том, что глина с водой, поступающая в переднюю половину, благодаря вращению барабана, разбивается о ножи и измельчается. Песок, как более тяжелый, оседает и протекающей массой в барабане продвигается к выходному отверстию, где и группируется. Проходящий черпак забирает оставшийся песок и выбрасывает его в выходное отверстие. У выходных отверстий барабанов расположен ряд бетонных песочных ящиков, размером в среднем $1{,}60 \times 1{,}40 \times 2$ *м* для осаждения самого крупного песка.

Песок этот может быть специально перемыт и дает прекрасный материал для бетонных работ. На работе в барабанном отделении задалживается в смену 8 человек. Работа ведется в трехвосьмичасовые смены. Пропускная способность барабана в смену — 18,43 тонны (1125 пудов). На заводе 6 барабанов, из которых 4 работает, а 2 в резерве или ремонте.

Бульерное отделение. Каолиновяя масса, пройдя песочный ящик и оставив там крупный песок, уносит с собой по желобам мелкий песок, для улавливания коего и существует бульерное отделение. Оно представляет из себя 2 секции по 3 ящика каждая, размером $1{,}56 \times 1{,}80 \times 1{,}68$ *м*, работающих попеременно. Из бульерного отделения масса пропускается по лабиринту деревянных желобов, представляющих из себя обыкновенные корыта, шириной 440 *мм*, глубиной 480 *мм*, длина доходит до 400 *м*. По этим желобам медленно движется масса. Осаждающийся в желобах мелкий песок очищается,

когда корыта заполняются ими до 75%. Из лабиринта масса направляется в различные бетонные чаны. На Глуховецком заводе, где каолин по своим дисперсионным свойствам очень быстро осаждается, имеется 45 чанов, емкостью 53,34 × 12,80 *м* (25 × 6 саж.) и 42,67 × 10,67 *м* (20 × 5 саж.), всего 2428,17 *куб. м* (250 куб. саж.).

Налитая в чан масса отстаивается, вода сливается и на ее место чан дополнительно наполняется. Заливка чанов происходит последовательно, в порядке очереди, чтобы достигнуть большего эффекта в отстое и не сбиться в определении готового чана для работы. Масса накапливается в бассейне 6—7 дней, для чего делается 6 наливов. Окончательная плотность массы должна быть равна 15—17° Боме, а летом такой же режим дает до 25—30° Боме.

Фильтрпрессное отделение. Из чанного отделения масса, с помощью мембранных насосов, накачивается в фильтрпрессы. На Глуховецком заводе таких прессов 20 шт. Каждый пресс состоит из двух станин, стянутых болтами, зажимающих 30 деревянных плиток и 30 рам. Зажимное усилие на плиты и рамы передается через шестерни ручным вращением колеса на зажимную плиту. На каждой деревянной плите одета салфетка из технической ткани, опробованная на разрыв по утку и основе 25 *кг* на 9,713 *куб. м* (1 кв. саж.). Существующие салфетки Технотканн (миткаль) служат 1,5—2 месяца, заграничные 6 месяцев. На 1 зарядку требуется 600 салфеток и для осушки 600 шт., всего 1 200 шт. Ширина каждой салфетки от 0,75 до 1 *м*, стоимость метра ткани — 5 р. 50 к. Таким образом, месячный расход такой ткани равен до 3 000 руб., а на 16 *кг* каолина падает расхода от 3 до 4 к. на салфетки.

Работа фильтрпрессов заключается в том, что насос подает в зажатый пресс массу, каковая заполняет середину рам и после под давлением стремится освободиться от воды через поры салфеток. Вода по канавкам и плите через краники, вставленные в нижнее отверстие в плите, стекает по желобам в бассейн. Масса заполняет полностью рамы, показателем чего служит отсутствие отхода воды из краников.

Фильтрация летом продолжается 2 ч. 30 м., зимой до 3 ч. 30 м., по окончании прессования рамы развинчиваются и специальным ножом густая масса вырезается из рам в виде коржей и складывается на вагонетку. Каждый пресс дает 28—30 коржей, весом округло по 20 *кг* каждый.

Таким образом, одна вырезка дает при 20 прессах 20 × 30 × 20 *кг* = = 12 тонн. В сутки 9 вырезок 12 × 9 = 108 тонн. Из означенного количества обыкновенно списывается 30% на вес сухого каолина, ибо 20% высушиваемой в дальнейшем влаги (из пресса выходит 28%, высушивается до 8—10%), остальные 10% — прочие потери при складывании и сламывании коржей. Таким образом, суточная производительность завода равна 78,75 тонн. В зимнее время суточная производительность завода уменьшается в связи с двумя вырезками в смену до 52,5 тонн. Исходя из указанного и рассчитана производительность завода:

180	летних	суток	× 78,75 *т*	— 14175	тонн
170	зимних	„	× 52,5 „	— 8905	„
350		суток		— 23080	тонн

Так как не все 30 рам всегда работают, то средняя производительность завода принята округло в 20 000 тонн.

Работа по зажиму фильтрпрессов проводится вручную и требует много усилий. В настоящее время поставлены опыты гидравлического зажима, которые, безусловно, дадут благоприятные результаты.

Сушка. Коржи, вышедшие из прессов, содержат в себе 28—30% влаги. В таком виде каолин отправлять — это значит перевозить $^1/_3$ воды, не говоря уже о том, что зимой такая перевозка почти что невозможна, ибо каолин в пути замерзает. Летом каолин сушится 12—14 дней на воздухе. В данном случае работа всегда зависит от погоды и в случае продолжительной сырой погоды тормозится производство, ибо некуда складывать каолин, выходящий из прессов. В связи с этим в феврале 1925 г. на заводе была построена паросушилка по проекту инженера Фильштинского. Система эта калориферной сушилки не дала нужных результатов — коэффициент полезного действия сушилки не превышал 30, ибо из 50 *т* в сутки высушивается только 33,4 тонны. Сушилки стоили Продасиликату 45 000 руб. и сейчас необходимо внести в них ряд конструктивных изменений, чтобы их можно было бы полностью использовать. Сушилка, построенная по другой системе на Лозовиковском заводе, дала положительные результаты и, вероятно, по этой системе придется строить сушилки и на прочих заводах. Чтобы иметь непрерывное производство и не зависеть от погоды, в дальнейшем придется каолин как летом, так и зимой пропускать через сушилки, которые будут выпускать каолин с определенным гарантированным % влаги.

Глина для завода доставляется из близ-лежащего карьера по бремсбергу. Добыча в карьере производится уступами, высотой в 2,13 *м*, с оставлением берм в 1,0 *м*. Всех уступов 5. Производительность забойщика равна до 8,3 *т* глины в смену. Из карьера на завод поступает глина 1 и 2 сорта, отличающиеся исключительно по внешней окраске: 1 сорт — белый, 2 сорт — белый с желтизной. В настоящее время соотношение 1 и 2 сорта по количеству подготовленных запасов можно считать так: 15% 1 сорта и 85% 2 сорта. Если летом текущего года карьер будет углублен на 10—12 *м*, то это соотношение изменится в пользу 1 сорта и его, вероятно, будет 40%—60%. Запас каолина при Глуховецком заводе исчислен в 5—6 млн. тонн.

Турбовский завод находится у ст. Турбов, связывающей узкоколейкой завод со ст. Калиновкой (19 *км*) (Калиновка находится на линии Одесса—Киев, Юго-Зап. ж. д.). Завод построен и оборудован с 2 июня по 7 ноября 1925 г. на средства Центробумтреста. Окончательно завод вступил в эксплоатацию с января 1926 г. В основном метод производства на этом заводе тот же, что и на Глуховецком заводе. Завод постройкой фактически не закончен, ибо у него имеется неувязка между пропускной способностью его цехов и отсутствуют совершенно зимние сушилки. Барабанное отделение завода, мойки пропускают до 67 *т* в сутки, в то же время бассейны не в состоянии пропустить более 42 *т* в сутки потому, что скорость осаждения Турбовского каолина в 2—3 раза медленнее Глуховецкого и чанов, следовательно, не хватает. На заводе имеется 12 штук фильтрпрессов по 30 рам. Производительность фильтрпрессного отделения в месяц — 1600 *т*. Указанная неувязка не дает возможности вести на заводе беспрерывное производство и завод приходится 4 или 5 раз в месяц останавливать, ибо малое количество чанов не дает возможности разворачивать производство. Единственный выход из положения пока состоит в том, чтобы ускорить осадку в чанах. В этом направлении принимаются меры, во-первых, через подогрев поступающей в чаны массы, во-вторых, примесью некоторых реактивов, которые должны привести к скорейшему сгущению каолина. Работа эта еще не закончена, но она должна быть проделана, чтобы дать возможность здесь развернуть работу в соответственно с имеющимся оборудованием. Особенно это важно потому, что качество Турбовского каолина высокое и что этот каолин, кроме его больших возможностей для экспорта, является необходимым сырьем для бумажной промышленности (рис. 3) Точно также на заводе необходимо срочно построить зимние сушилки, в противном случае завод будет выходить из строя на все зимние месяцы.

Общий разведанный запас месторождения питающего этот завод исчислен в 1 000 000 тонн. Этот запас подлежит, однако, дополнительной проверке и уточнению.

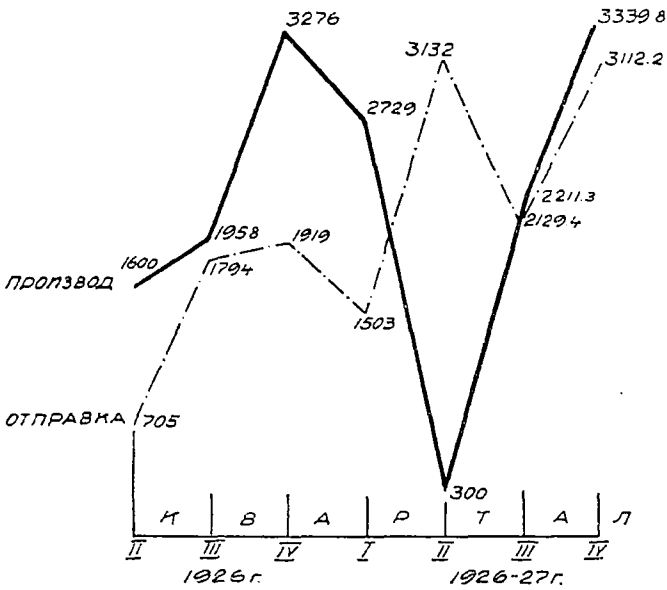


Рис. 3. Добыча и вывоз каолина на Турбовском заводе в 1925—26—27 г.г.

Райковский завод. Завод находится при с. Райки, Винницкого округа, в 10 *км* от погрузочной ст. Сороки и в 22 *км* от ст. Липовец, Юго-Зап. ж. д. Завод был построен в 1913 г. гр. Грюнером и работал до 1917 г. В связи с кризисом сбыта был остановлен до 1923 г., когда был пущен Укргеолкомом. С 1 июля 1924 г. завод перешел в ведение Укркаолинобъединения, который его в 1925/26 г. переоборудовал и отремонтировал. Нормальной, однако, работу завода признать нельзя, ибо переоборудование его осталось незаконченным особенно в части силового хозяйства. Завод работает по той же системе, как вышеописанные два завода. Новинкой в этом заводе являются

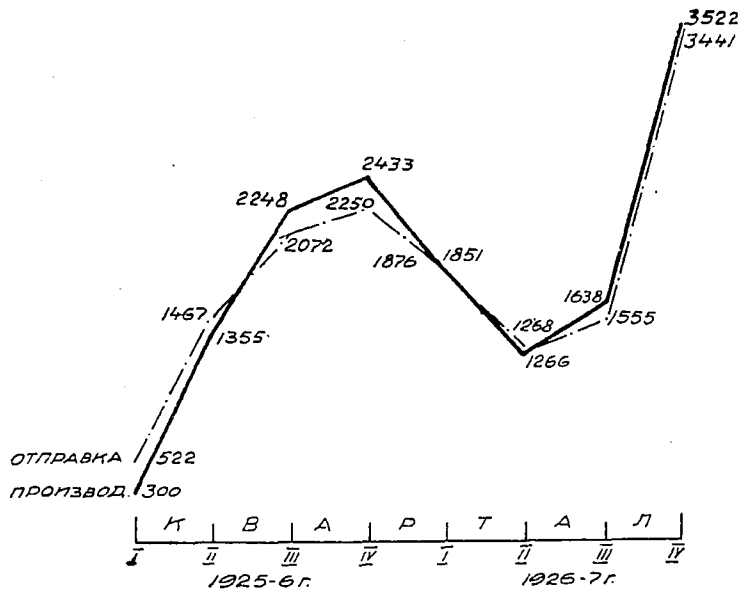


Рис. 4. Добыча и вывоз каолина на Райковском заводе в 1925—26—27 г.г.

мойки конструкции Барташивицкого, заключающиеся в том, что масса в них проходит через ряд секторов, совершая путь не горизонтально, а в вертикальной плоскости, делая как бы фигурные продвижения с резким уменьшением

скоростей. Этим достигается: 1) путь массы удлиняется при той же площади пола, 2) увеличивается значительно степень обогащения массы, при значительном увеличении пропускаемого количества каолина.

Пропускная способность моечного отделения 58,3 *m* в сутки. Чанное отделение состоит из 6 чанов с пропускной способностью 50 *m* в сутки. Райковский каолин осаждается легко, осадка в чане продолжается не более 8 часов.

Фильтрпрессное отделение состоит из 8 шт. фильтрпрессов по 40 рам в каждом с производительностью также до 50 *m* в сутки.

Таким образом, части производства на этом заводе увязаны и расширение завода возможно лишь ускорением еще процесса осаждения в чанах и прибавлением числа прессов.

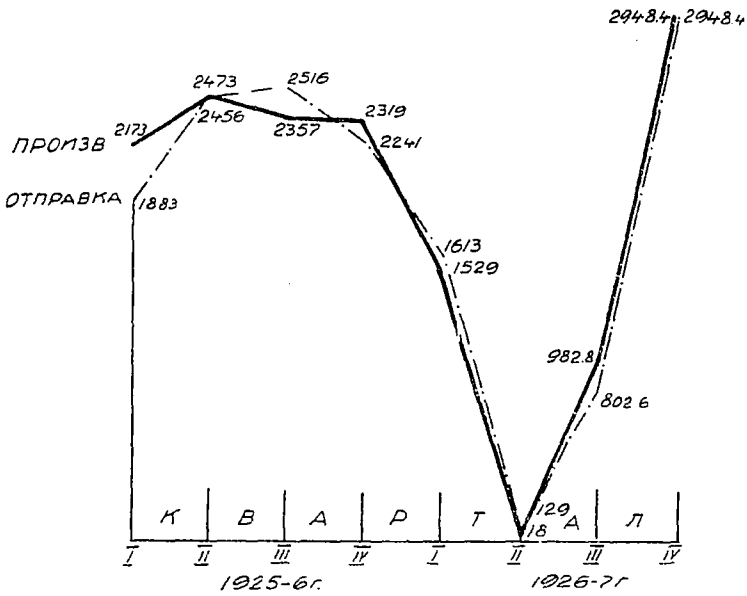


Рис. 5. Добыча и вывоз каолина на Лозовиковском заводе.

На заводе построена зимняя сушилка системы проф. Ерченко, работа по оборудованию таковой еще не закончена и должна была произведена летом 1927 года. Слабым местом завода является: 1) отсутствие железнодорожной ветки, отсюда зависимость от местных жителей с транспортом каолина, и 2) неналаженное силовое хозяйство, составленное из разных частей—отсюда неполное его использование и удорожание себестоимости. В то же время следует отметить, что качество каолина очень высокое и после Турбовского каолина последний имеет также перспективы на экспорт и является вполне подходящим сырьем для бумажной и химической промышленности. Работа по приведению завода в нормальное состояние должна быть проведена в самом ближайшем будущем, ибо только при этом условии может быть гарантирована его вышеозначенная производительность в 15 000 тонн (рис. 4). Запасы каолина здесь исчисляются в разведанной части в 300 000 тонн.

Лозовиковский завод. Завод построен в 1892 г. В 1896—1899 г.г. был перестроен графом Добужинским и работал до 1916 г. Затем был брошен и пущен опять в 1923 г. Укргеолкомом. С 1 июля 1924 г. перешел в Укркаолинобъединение, которое его капитально отремонтировало. Нормальная эксплоатация завода началась с июня 1925 г. (Рис. 5).

Завод отстоит на 7 *км* от ст. Попельня, Юго-Зап. ж. д. Отдельные цехи на заводе увязаны и средняя суточная производительность завода равна 33 *т*. На заводе 8 фильтрпрессов по 42 рамы.

Особенность завода состоит в том, что на нем по проекту проф. Ерченко в конце 1926 г. закончена зимняя сушилка. Оборудование сушилки состоит из воздушного калорифера, поверхностью нагрева 106 $м^2$, воздухопроводов, вентиляторной установки до 25 000 $м^3$ в час воздуха, двигателя Гамма 22 HP и 6 камер, вместимостью до 6,6 *т* каждая. Работа калорифера здесь заключается в том, что вентилятор отсасывает насыщенный влагой воздух из камер и нагнетает через калорифер, где он высушивается и обогреваясь и поступает обратно в те же камеры (замкнутый процесс), при температуре в камере 180° каолин сушится в 8—10 часов. Основным недостатком этого завода является то, что он не обеспечен достаточно разведанными запасами вблизи завода. Здесь необходимо в кратчайший срок выяснить фактические запасы каолина. Качество этого каолина подходит к Глуховецкому и каолин вполне пригоден для керамики. Общий вероятный запас каолина в трех карьерах, расположенных ближе вокруг завода, исчисляются в 10 0000 тонн и в Урочище Млинки в 1,25 *км* от завода в 100 000 тонн. Указанные запасы подлежат, однако, уточнению и проверке. (Рис. 5).

Заключение. Трестом Минеральное Сырье 1 марта 1927 г. приняты указанные заводы. Уже по краткому обзору видно, как нехорошо отразилось на хозяйстве заводов принадлежность их к различным организациям: 1) не все заводы имеют около себя вполне выявленные запасы сырья, 2) на всех заводах имеются особенности, но не использован общий опыт, 3) кардинальный вопрос сушки каолина на основных заводах (Глуховецкий, Турбовский) не разрешен, между тем, как на самом малом заводе с необеспеченным вполне запасом каолина, построена сушилка удовлетворительно, 4) вопрос ускорения осаждения каолина на каждом заводе решался по иному, так, например, предложенный инж. Слепцовым метод ускорения осаждения каолина, путем введения химических реактивов, — метод, который в случае благоприятных результатов внесет ряд изменений в порядок обогащения — этот метод охранялся секретно у одной организации, между тем, как он мог бы быть испытан на других заводах, где его применение является наиболее актуальным. Все вышеозначенное уже сейчас показывает насколько целесообразно объединение идентичных видов производства в едином хозяйстве. Если принять во внимание то обстоятельство, что запасы каолинов колоссальны, их качество высокое, условия их залегания удобны, то при применении в дальнейшем к процессу отмучивания новейших достижений техники мы, безусловно, получим в каолине солидный объект экспорта, особенно в близ-лежащие страны, не говоря уже о том, что отечественная промышленность получит стандартный продукт по весьма для нее приемлемой цене.

Ближайшая задача в каолиновом деле — это упрощение метода обогащения и разрешения задачи наиболее упрощенной сушки. Кроме этого, наши научно-технические институты должны будут заняться вопросом изучения всех свойств каолинов и выявления фактических запасов таковых не только на Украине, но и на Урале, в районе с. Чебаркуля, и в Сибири.

Июль, 1927 г.
Москва.

Плановой отдел треста
„Минеральное Сырье“.

Заметки и Хроника.

Месторождения свинцовых руд в Башкирской республике. В 1926 г. в Горный Отдел БЦСНХ поступили сведения, что в начале девятисотых годов, разведками на медь в урочище Балта-Юрт Стерлитамакского кантона, было открыто месторождение свинцовых руд.

В начале июля 1927 г. Горный Отдел Башцентросовнархоза в урочище Балт-Юрт отправил разведочную партию. По прибытии на место работ были обнаружены следы старых разведочных работ: несколько обвалившихся и поросших мелкой порослью шурфов и дудок. В старых отвалах шурфов были обнаружены несколько мелких кусочков свинцового блеска, свободных от пустой породы. Два новых шурфа, заданных *по близости старых, обнаружили землистый, темно-бурый пропласток-мощностью около* 1,5 *м* с кусками свинцового блеска, при чем из одного шурфа было добыто около, 60 *кг* кусков свинцового блеска свободного от породы, разного веса от дробинки до 3 *кг*. Разведочной канавой на глубине 2,5 *м* также встречен землистый пропласток буро-коричневого цвета, мощностью в 0,5 *м* с кусками свинцового блеска, при чем вес одного из них оказался свыше 16 *кг*. Шурфы и канава прошли по элювиальным отложениям склона горы.

Близ выходов известняков на горе Казарма-Тау, по склону которой были заложены указанные шурфы, непосредственно под дерном был обнаружен свинцовой блеск, вкрапленный в трещиноватом известняке.

К началу сентября 1927 г. на г. Казарма-Тау были обнаружены узкой лентой длиной около 20 *м*, трещиноватые известняки с вкрапленностью свинцового блеска. Мощность оруденелой полосы около 0,3 *м*.

Анализ отдельных кусков свинцового блеска, произведенный в лабор. БЦСНХ дал 72% *Pb*; серебро, сурьма и цинк отсутствуют.

Приведенные результаты разведочных работ с несомненностью устанавливают наличие двух месторождений свинца: коренное месторождение, вкрапленное в известняке и вторичное—в виде россыпи, свободных от породы кусков чистого свинцового блеска среди элювиальных отложений по склону горы.

Судить о запасах руд в этих месторождениях, о промышленном значении их, в данный момент, конечно, нельзя: разведки только что начаты. Но уже факт наличия месторождения свинцовых руд на западном склоне Урала, по близости от промышленных центров, в области лесных массивов Башкирии—делает это месторождение очень интересным и заслуживающим внимания и дальнейших разведок, особенно если учесть острый свинцовый голод, наблюдающийся в стране в настоящее время.

Об открытии месторождений свинца Горный Отдел БЦСНХ довел до сведения Горного отдела ВСНХ РСФСР, отдела цветных металлов Главметалла ВСНХ СССР, Геолкома, прося эти учреждения об отпуске кредитов на разведочные работы, ибо более чем скромные средства Горного Отдела БЦСНХ не только не позволяют развернуть эти работы в должном масштабе, но даже в недалеком будущем поставят Горный Отдел БЦСНХ перед необходимостью их прекращения.

Горн. инж. *Ю. Макаров.*

16 сентября 1927 г.
Уфа.

Чекур-Кояшский серный рудник. Работы по восстановлению Чекур-Кояшского серного рудника близятся к окончанию и уже в самом начале 1927/28 операционного года он будет готов к эксплоатации.

В довоенной России добыча серы носила эпизодический характер. Правильная постановка дела требовала широких разведочных рабет и вложения в его организацию капитала с получением желаемого экономического и финансового эффекта спустя довольно значительный промежуток времени. Это обстоятельство, вместе с конкуренцией дешевой силицийской серы, не давало развиваться у нас серной промышленности. В частности Чекур-Кояшское месторождение было слегка разведано перед войной—бельгийцами—и заброшено после несчастного случая в шурфе. В период войны военное ведомство приступило здесь к постройке рудника и печей — реторт для выплавки серы.

В революционное время была предпринята кратковременная попытка восстановления заброшенного рудника (1920 г.), но безуспешно.

Наконец, в 1925 году было приступлено к планомерной геологической разведке месторождения. Работала партия Геологического Комитета с инж. Крейтером во главе, *под общим руководством* С. В. Константова. Разведкой на глубину 260 *м* по падению выявлен запас серной руды в 457 000 *т*, что соответствует примерно 62 000 *т* серы.

В июне 1927 г. было приступлено к восстановлению рудника, несколько замедлившиеся в начале, работы в середине лета пошли быстрым темпом. К середине

сентября были выполнены: откачка воды, перекрепление наклонных штолен и части штреков, установлен мотор, проведены электрическое освещение и вентиляция. На поверхности шли интенсивные строительно-ремонтные работы. Восстановлены жилой дом и две казармы для рабочих. К концу октября жилищные работы должны быть закончены и рудник будет располагать 14-ю квартирами и общей жилой площадью на 120 человек. В настоящее время население рудника составляет около 50 чел., для которых организованы столовая и кооператив.

ЦСНХ Крыма ждет высылки Механобром проекта и сметы обогатительной фабрики, чтобы использовать для постройки этой последней остающуюся часть строительного сезона. Место для постройки выбрано в 1 *км* от рудника, в непосредственной близости моря, у будущей погрузочной пристани.

Восстановление Чекур-Кояшского рудника—первый почин в деле создания серной промышленности союза.

А. Любимов.

25/IX—27 г.

Калийный трест. На состоявшемся 25/VI т/г. в Главном Химическом Управлении особом совещании по калийным солям были заслушаны сообщения представителя Геологического Комитета проф. П. И. Преображенского и члена Правления Калийного Треста проф. Н. А. Шадлуна, доложивших о результатах разведочных работ в Соликамском и Березняковском районах за последние четыре месяца.

П. И. Преображенский указал, что Геолком ведет сейчас буровые работы одновременно в обоих районах. В Соликамске наибольший интерес представляет проходка буровой скважины № 11, являвшейся передовой скважиной для проектировавшейся первой шахты.

На уровне 101 *м* буровая скважина обнаружила водоносный горизонт, мощностью около 1,5 *м* проходящий в гипсах, залегающих непосредственно над соленосной толщей, состоящей в верхней части из пласта поваренной соли. Это обстоятельство является совершенно новым для Соликамского района, где все 8 скважин, достигших калийных солей, являются сухими.

В Березняках проходится скважина № 2, которая на 240 *м* вошла в карналитовые слои. Она дала впервые характеристику всей толщи вышележащих пород совершенно неизученных до настоящего времени так как буровая № 1, представляет собой углубленную старую скважину Березняковского завода.

Следует отметить здесь наличие водоносных горизонтов (гипсы и ангидриты), мощность которых достигает 40 *м*. Сильвинитовые зоны, (291—300 *м*) обнаруженные этой скважиной, менее мощны чем в Соликамске, но содержание хлористого калия в них богаче, доходя до 40%.

Н. А. Шадлун отметил чрезвычайно ценные результаты, полученные при изучении месторождения гравиометрическим методом, дающим точный подземный рельеф соленосной толщи. Гравиометрические наблюдения установили куполообразную форму месторождения. Этот соляной купол как бы зажат между двумя известняковыми массивами; одно его крыло падает очень круто, другое же, на которое предполагается опуститься шахтой, имеет сравнительно пологий характер.

Неудачу в тампонировании водоносного горизонта скважины № 11 Соликамского района благодаря которой вода прошла в соленосную толщу и вызвала своего рода „химический пожар", следует признать значительным осложнением. Сейчас приходится проектировать шахту на другом соседнем участке, где в ближайшем будущем начнется проходка другой передовой скважины.

Доклады вызвали оживленные прения, в которых приняли участие А. А. Скочинский, Л. Г. Рабинович, М. И. Гозберг и ряд других лиц. Всеми участниками совещания указывалась крайняя желательность усиления темпа исследовательских работ в обоих районах; необходимо теперь расширить фронт буровых работ, точно изучить гидрогеологию района и провести гравиометрическую съемку наиболее интересных участков; первую шахту следует рассматривать, прежде всего, как разведочную, которая даст возможность точно уяснить характер месторождения. Без такой тщательной исследовательской подготовки этого совершенно нового для русских геологов и горных инженеров месторождения неизбежны тяжелые ошибки, которые могут значительно удорожить работу Калийного Треста. По мнению выступавших оппонентов имеющихся данных недостаточно для того, чтобы теперь же решить вопрос организации предприятия в пользу Соликамского района.

Совещание согласилось с предложением Н. А. Шадлуна о необходимости детального осмотра произведенных в обоих районах работ особой комиссией Главхима, в состав которой войдут А. А. Скочинский, Л. Г. Рабинович, Б. Л. Шлаин и ряд других специалистов. Комиссия выедет в Соликамск в начале июля.

Москва *А. Мамуровский.*

27/VI—27 г.

Новый способ получения иода. Ежегодная нормальная потребность СССР в иоде определяется в 150 000 *кг*. Все это количество (в настоящее время вдвое меньше) до последнего времени ввозилось из-за границы по цене около 20 руб. за *кг*.

Давно уже было известно, что промысловые воды, получаемые попутно, вместе с нефтью из буровых скважин Бакинского района содержат небольшое количество иода в виде иодистых солей щелочных металлов. В среднем из буровых скважин получается в три раза больше воды, чем нефти. Вся эта масса иодоносной воды, вес которой исчисляется десятками миллионов тонн, выливалась и выливается в море по двум главным канавам, Сурахано-Романинской и Кишлинской. Содержание иода в первой из этих канав достигает в среднем 0,022 *г* на куб. метр воды.

Ежегодно Сурахано-Романинская канава, ширина которой достигает 2—3 *м*, выливает в море до 450 000 *кг* иода, Кишлинская канава—около 75 000 *кг* иода, а обе канавы более 500 000 *кг* иода.

Метод улавливания иода из очень слабых растворов был выработан сотрудником Научного Химико-Фармацевтического Института НТУ ВСНХ—О. Ю. Магидсоном, а затем проработан на практике и усовершенствован на опытном иодном заводе Госмедторгпрома близ Баку. Этот метод позволяет выделять иод из растворов, содержащих менее 0,01% *J*, тогда как раньше он выделялся из растворов крепостью не меньше 2—3%.

Опыты по улавливанию иода из промысловых вод Бакинского района начались в конце ноября 1925 г., при чем сырым материалом служили воды озеро Беюк-Шор близ Баку, на берегу которого и расположен опытный иодный завод Госмедторгпрома.

Содержание иода в воде озера Беюк-Шор колеблется от 0,0075 *г* до 0,160 *г* на литр, в зависимости от времени года и атмосферных осадков.

Главным препятствием при работе явились нафтеновые кислоты, которые выделялись из воды в виде маслянистой пленки на поверхности. Они настолько мешали работе, что до августа 1926 г. пропускная способность завода была ничтожна и удавалось уловить только около 15% иода.

Только после коренного изменения технической стороны последних стадий процесса, сделанных заведующим заводом, Б. П. Тумило-Денисовичем, с конца августа 1926 года работа пошла быстро вперед.

Ход работы по улавливанию иода. Вода из озера Беюк-Шор, образовавшегося от скопления промысловых вод из буровых скважин окрестных нефтяных промыслов, подается насосом в отстойный бассейн, в котором к ней прибавляется H_2SO_4 до слабокислой реакции (промысловая вода, щелочная) и выделяются на поверхности нафтеновые кислоты в виде маслянистой пленки. Они улавливаются в бо́льшей своей части и являются отбросом производства, который может применяться для приготовления мыла.

Вода, освобожденная в значительной степени от нафтеновых кислот, поступает на завод через спуск в полу отстойного бассейна.

На заводе вода течет водопадом по нескольким ступенькам и в этот момент к ней прибавляется реактив, выделяющий иод из щелочных солей, а также твердый поглотитель иода.

Далее вода, вместе с поглотителем, проходит через систему осадочных бассейнов, в которых поглотитель (образовавший с иодом нерастворимое соединение) оседает на дно, а отработанная вода вытекает за пределы завода.

По накоплении достаточного слоя поглотителя на дне бассейнов, вода сливается и поглотитель переносится в бассейн с фильтрами, где подвергается химической обработке и промывке водой, сполна выделяющий иод из поглотителя.

Получается концетрированный раствор иодистого натра, из которого очень легко выделяется мелко-кристаллический иод.

На этом и заканчивается процесс на заводе и полученный иод сырец отправляется в Москву для дальнейшего очищения возгонкой и переработки на иодистые препараты.

По измененному Б. П. Тумило-Денисовичем способу в первый же месяц работы (август — сентябрь 1926 г.) улавливание удалось довести до 50%, вместо прежних 15%. В октябре 1926 г. улавливание иода было доведено до 58%, а в ноябре—до 70%. При проэктировании завода предполагалось улавливать 75—78% иода.

Всего за три последних месяца работы (сентябрь—ноябрь 1926 г.) получено 285 *кг* иода сырца.

Себестоимость иода по октябрьской работе,—41 р. 10 к. за 1 *кг*. Из этой суммы 19 р. 35 к. составляют накладные расходы (административно-технический персонал, контора, транспорт и т. д.), которые в крупно-заводском масштабе не превысят 2 р. 50 к.—3 р. на 1 *кг* иода, и 18 р. 15 к. расход на серную кислоту.

В настоящее время работа по техническим условиям ведется с водой из озера Беюк-Шор, обладающей большой щелочностью, на нейтрализацию которой и тратится бо́льшее количество кислоты, при чем пока применяется дорого-стоющая чистая серная кислота.

Есть полная возможность получить регенирированную серную кислоту из кислых гудронов,—отбросов при очистке смазочных масел на масляных заводах Бакинского района. Эта кислота будет вдвое дешевле ныне применяемой.

В дальнейшем, при развертывании производства, предполагается перейти к улавливанию иода из Сурахано-Романинской канавы, вода которой обладает очень малой щелочностью. В таком случае расход на серную кислоту не превысит 3—4 р. на 1 *кг* иода и себестоимость его определится приблизительно в 10 р. т.-е. будет вдвое дешевле заграничного иода.

В ближайшие месяцы будут выстроены осадочные бассейны, в которых метод будет еще раз проверен в большом масштабе, а также поставлены опыты с концентрацией промысловых вод с помощью градирен.

Все эти работы предположено закончить к июню или июлю 1927 года.

Если вторичная проверка метода даст благоприятные результаты, можно будет приступить к проэктированию завода с производительностью до 50 000 *кг* иода в год.

В. В. Критский.

Добыча минерального сырья в Канаде за последние годы, как это видно из доклада на годовом съезде Канадского Института Минералогии и Металлургии в Монтреале развивается вполне успешно.

Особенно благоприятно протекает добыча золота, платины, палладия и прочих металлов платиновой группы, затем асбеста, меди, никкеля, цинка, кобальта, слюды, полевого шпата гипса, талька и соли.

О достигнутых в этом отношении успехах можно судить из нижеследующих данных Колониального Бюро Статистики, а также публикуемых в Mineral Industry и в периодической иностранной прессе:

ГОДЫ	Золото в долларах	Платина в унциях	Палладий в унциях	Проч. мет. плат. груп в унциях	Асбест в тонн.	Меди. руда в тонн.	Никкел. руда в тонн.	Цинковая руда в тоннах
1913	16.598.923	311	299	—	146.169	34.926	22.539	2.558
1917	15.272.922	1.036	1.354	325	139.510	49.544	37.344	13.457
1920	15.812.695	610	913	492	181.153	37.014	27.822	18.082
1923	25.495.421	1.217	1.732	304	210.000	39.410	28.329	27.405
1924	31.532.443	9.186	8.923	593	204.795	47.392	31.564	45.319
1925	35.976.970	8.698	8.288		363.197	50.539	33.501	50.200

ГОДЫ	Свинец в руде в тонн.	Слюда в тонн	Кобальт в тонн	Полев. шпат. в тонн.	Гипс в тонн.	Тальк в тонн.	Соль в тонн.	Натур. газ в долларах
1913	17.089	415	—	15.235	577.442	11.115	91.457	3.309.381
1917	14.766	608	490	18.773	305.120	14.336	126.018	5.045.298
1920	16.309	1.999	247	34.358	389.319	19.660	190.380	4.232.642
1923	50.456	3.198	405	26.513	524.635	9.404	183.615	5.884.618
1924	79.600	3.712	430	40.647	586.066	10.286	188.678	5.708.636
1925	114.856	3.202	506	22.563	663.196	13.121	212.055	6.710.879

Особенное увеличение дает группа драгоценных металлов, а также группа руд цветных металлов.

В довоенное время добыча платины и прочих металлов платиновой группы была незначительная. Последние же годы дали значительное — в 30 раз увеличение добычи и в настоящее время в этом отношении Канада занимает третье место в мире уступая лишь СССР и Колумбии.

Следует отметить снижение добычи серебра (руда) — с 990 538 *кг* в 1913 г., до 414 614 *кг* в 1920 г. и до 622 208 *кг* в 1925 г.

Большие успехи достигнуты в отношении добычи руд цветных металлов — цинка, свинца, меди и никкеля. Эти руды Канада добывает специально для экспорта — так в 1926 г. было вывезено:

Меди	53 209 тонн
Свинца	89 745 „
Никкеля	23 242 „

По добыче асбеста и слюды Канаде принадлежит первое место в мире, — тот и другой минерал Канада экспортирует и является самым крупнейшим поставщиком их на мировой рынок.

Как добыча, так и экспорт этих товаров идет весьма быстрым темпом. Мировой рынок предъявляет широкий, все время возрастающий спрос и это обеспечивает дальнейшее развитие этих отраслей промышленности.

О росте экспорта этих продуктов можно судить по нижеследующим данным — (в тоннах).

	1913 г.	1925 г.	1926 г.
Асбест	83.299	193.173	244.620
Слюда	415	3.898	4.563

Особо следует выделить группу минерального сырья — добыча которой успешно форсировалась в военные годы.

Прекращение, вследствие военных действий, нормальных торговых отношений побудило С.-А.-С. Ш. по ряду товаров и в частности по минеральному сырью искать новые источники их получения — в эти годы происходит успешное форсирование добычи как в С. А.-С. Ш., так и в Канаде — для экспорта в С. А. С. Ш. всех почти видов минерального сырья.

Нижеследующая таблица дает представление о том, как Канада за годы войны развивала добычу минерального сырья (в тоннах):

Г О Д Ы	Железная руда	Хром. руда	Магнезит.	Графит.	Пирит.	Плавиковый шпат
1914	54.816	123	325	1.494	294.125	—
1917	153.543	33.317	52.699	3.866	377.984	6.520
1920	8.060	9 994	16.673	2.080	158.528	10.191
1925	3.608	—	5.056	2.383	13.173	3 525

Развитие добычи большинства из указанных в таблице продуктов могло продолжаться лишь в военные годы, в период голода на эти товары, в период высоких цен на них. С прекращением же военных действий добыча их катастрофически упала.

Н. Дюкалов.

Кризис Цейлонский графитовой промышленности. Еще недавно—монопольный диктатор мирового графитового рынка, Цейлон переживает полосу тяжелого кризиса своей графитовой промышленности. Цейлонский графит не находит достаточного сбыта на европейском и американском рынках, будучи тесним по всей линии Мадагаскарским.

Замечательна быстрота, с какой этот последний упрочил и расширил свои позиции на мировом рынке. До войны Мадагаскар занимал едва заметное место среди поставщиков графита. Выдвинулся он лишь в годы войны. Быстро развернув добычу, Мадагаскар едва не задохнулся сам в добытых и скопившихся запасах, которые оказывая на мировой рынок заметное давление, стали редеть лишь к 1925—1926 г.г.

В естественном стремлении скорее избавиться от старых запасов, Мадагаскарские рудники поставили на небывалую высоту сортировку графита и стандартизацию продажных марок. Марка „Madagascar flake № 1" приобрела широкую популярность.

Ассоциация графитопромышленников Цейлона энергично добывается у английского правительства решительных мер к поддержанию готового замереть дела, требуя финансовой помощи и запрещения ввоза в Англию какого либо иного графита, кроме Цейлонского.

А. Любимов.

В Научном Институте по удобрениям.

На заседаниях совета НИУ в течение апреля с. г. состоялись следующие доклады:

6 апреля доклад Н. Т. Зонова „Геологическая с'емка Егорьевского и соприкасающихся с ним уездов Московской губернии в сезон 1925 и 1926 г.г. и дальнейшие перспективы промразведки на фосфорит". Геологической с'емкой в масштабе 2—10 вер. в 1 д. захвачена площадь свыше 1 500 *кв. км*, расположенная в Ю.-З. части так называемой Мещерской стороны, ограниченной с С. р. Нетынкой (Южной), с З.—р. Москвой, с Ю.—р. Окой и границами Рязанской губ., с В. и С.-В.—линией от Туголесских болот на Егорьевском руднике. Результаты геологических работ таковы:

I. Коломенский уезд Московской губернии. Составлена геологическая карта коренных пород, исправленная на основании позднейшей промразведки Н. В. Овчининского.

Выяснилось, что граница отрытого А. В. Казаковым на Егорьевском руднике рязанского горизонта тянется значительно на запад, чем было указано работами А. П. Иванова к линии жел. дор., доходя до линии дер. Шильково—Ярково.

Представилось возможным разделить верхнюю фосфоритовую толщу района на 2 части: 1) собственно „рязанскую" толщу, представленную серыми, мелкими изолированными фосфоритовыми конкрецпями мелко-оолитовой структуры, совершенно не сцементрированную, очень бедную глауконитом, покрываемую иногда очень тонким прослойком серой глины с характерной фауной: Beriasella rjasanensis, B. Subrjasanensis, B. Swist.

Под нею залегает, незамегно в нее переходящая и без внимательного наблюдения совершенно от нее неотличимая, следующая толща фосфатной серии и технически на руднике отождествляемая с собственно рязанской толщей. Эта толща, представленная темно-зеленым глауконитовым фосфоритом, обычно будучи сцементирована тем же глауконитом, образует плотную массу, отдельные конкреции коей, как правило, лишены оолитовой структуры и никогда не содержат аммонитов из гр. Beriasella. Обычными являются для нее Craspedites и Pecten annularis, а в нижней части ее встречен обычный для Aqv.—Oxynaticeras cotenulatus.

II. Бронницкий уезд. В пределах водораздела между р. Медведка и р. Нетынка (южная) на площади в 25 *км*^{2} согласно геологической карты Геолкома, считаемой лишенной как *Prt*, так и *Rz* горизонтов, было констатировано как в естественных выходах, так и 30 проведенных буровыми скважинами наличие всех трех фосфатных толщ *Prt — Aq — Rz* ранее известных к Ю. и Ю.-В. от района. Мощность нижне-меловой песчаной слюдистой серии, залегающей над *Rz* горизонтом констатирована достигающей местами до 13 *м* мощности.

Мощность развитых фосфоритовых слоев не отличается от таковых же на руднике и *Prt* слои района местами также имеют два прослоя фосфорита, разделенных прослоем глины. Краевая пограничная зона *Prt* фосфоритного слоя, тянущаяся параллельно рек и оврагов района имеет значительные площади с небольшой до 6 *м* мощности вскрышей.

Положение юрских слоев является далеко негоризонтальным и в ряде пунктов имеет местное понижение, связанное с неровностями дна каменноугольного моря. частично на С.-В. в сторону местных водоразделов достигающего в районе р Нетынки у с. Осташев до 130 *м* и падает в районе д. Нералово, всего на расстояние 2 *км*, приблизительно до высоты 120 *м* над уровнем моря.

В результате работ 1925 г. на разведанной площади была НИУ в 1926 г. поставлена промразведка, подтвердившая и детализировавшая все результаты съемки.

III. Южная половина Егорьевского уезда (1 500 *кв. км*). Работа в виду почти полной неизученности района, преследовала цель как обще-геологической съемки, так и в частности выяснение возможности нахождения в районе *Prt* фосфоритной серии, прежними геологами (С. Н. Никитин. А. П. Иванова) там не обнаруженной. Результаты работ, кроме пересоставления карты коренных пород и составления заново карты послетретичных пород, карты полезных ископаемых и гидрогеологической, свелись к следующему:

Из всей половины уезда для дальнейших промразведок на фосфорит совершенно выпадает участок всего левобережья р. Цны, где на пониженной, обычно заболоченной и занятой торфяниками площади в бо́льшей своей части фосфоритовый слой размыт, а поверхность нижележащих пород покрыта мощной толщей древне-аллювиальных пород. Водоразделы этого участка, на которых возможность сохранности коренных пород не исключена, — покрыты также мощной толщей флювио-гляциальных песков, реже остатками морены.

Обратное представляет правобережье р. Цны, где в районах деревень: Надеево, Комлево, Русилово, Нестерево, Сельниково, Тимирево, Бочнево, Кувакино, Копшево, Левино, Трофимово, Юрьево, Волково, Родионово, Жулево, Поцелуево, Лосино, Васильково, Бобково и др. *Prt*, а частично и *Aq* фосфоритовый пласт был констатирован впервые, при чем в окрестностях восьми переименованных деревень имеется ряд участков площадью в 12 *км*^{2}, могущих быть предложенными для дальнейших промразведок, где вскрыша слоя не превышает 6 *м* мощности. В результате точных топографических работ при промразведке площадь таковых участков должна значительно расшириться.

Опробование в наиболее отдаленном от рудника пункте уезда (д. Бобково) показало, что качество *Prt* фосфоритовой руды не падает: на продуктивность мытой руды на 1 кв. саж. приходится 48 пудов. Химический анализ дал: P_2O_5 для фракции $^1/_2''$—25,04% и для фракции $^1/_2'' - ^1/_8''$ — 22,45% при нерастворимом остатке 16,74 — 21,07% и полуторных окислых 4,7—6,5%.

В исследованной части уезда *Prt* фосфоритовый слой залегает не горизонтально и подошва его (Rm_1) представляет вид наклонно поставленного копытообразно приподнятого полого с боков жолоба, наклоненного приблизительно с С на Ю, при чем высшая констатированная точка подошвы *Prt* находится близ дер. Лрянской на абсолютной высоте 145 *м*, а низшая на высоте 112 *м* в окрестности д. Левино-Тимирево, давая таким образом падение слоя = 1,5 *м* на 1 *км*. Глубокие буровые скважины, прошедшие до карбона (С.-З.) дали материал, представляющий научный интерес, имеющий совершенно самостоятельное значение.

На том же заседании был заслушан доклад **Д. А. Сабинина** на тему: „**О роли корневой системы в минеральном питании растений**".

13 апреля состоялся доклад **А. В. Инцертова** „**Подольский фосфоритовый район (горно-технический и промышленный)**. 1. Краткий геологический очерк района. Промышленное значение имеют только вторичные фосфориты, залегающие в виде пласта в сеноманском глауконитовом песке, мергелистом песке или песчанике и приуроченной к определенному горизонту — кровле силура. Пласт меняющейся мощности от 0,05 и до 0,5 *м* и продуктивности от 108 *кг* до 1 080 *кг* на 1 *м*². Продуктивная площадь известных фосфоритовых месторождений очень невелика и колеблется в пределах 10 — 20 — 250 000 *кв. м*, неправильно эллептического очертания, в виде изолированных линз.

Физические и химические свойства таковы: уд. вес 2,80—3.00, твердость равна—4, среднее содержание фосфорной кислоты 34,63% (максимальное 37,08%), среднее содержание углекислоты 3.5% (максимальное 11,94%), количество карбонатов окиси железа и алюминия очень невелико.

Промышленное значение (отрицательное), коренных фосфоритов в полной степени не выявлено за отсутствием разведывательных данных, промышленное же значение (положительное) вторичных фосфоритовых месторождений определяются наличием небольшого числа известных, более или менее обогащенных участков (месторождений) фосфоритоносного района. Нормальные геологические размеры Приднестровского, Средне-Ушицкого и Верхне-Ушицкого районов в схематическом виде вполне выявлены прошлыми геологическими изысканиями. Для Вербецкого рудника, в частности, имеются точные разрезы по данным журналов разведовательных шахт и буровых скважин.

2. Промышленные запасы. Для полной промышленной оценки известных месторождений данных недостаточно. Подсчет промышленных запасов на 1 января 1927 г. составляет около 16 милл. пудов.

В силу особого характера Подольских месторождений, вероятные и возможные запасы должны определяться с очень большой осторожностью; мы, например, отмечаем, лишь полную неразведанность массива между речными долинами Ушицы, Ушки, Калюс, Жван и Лядово.

3. Разведка. Поиски-разведки, детальная техническая разведка и эксплоатационная—все это должно проходить при непременном координированном наблюдении геолога и горняка. На ряду с обычными методами разведки мы отмечаем, в частности, для детальной разведки и эксплоатационной следующее: построение рельефа почвы (кровли), фосфоритового пласта, пробную эксплоатацию (выявление технических особенностей пород, подчиненных фосфоритовому пласту и составляющих его: водоносность, твердость, трещиноватость и проч.), проект эксплоатации, сметную калькуляцию себестоимости продукта и координированное выделение промышленной площади для окончательного определения промышленных запасов.

3. Эксплоатация фосфоритовых месторождений. Вскрытие месторождения по условиям рельефа штольнообразное, однако, не исключена возможность эксплоатации при помощи шахт. Существующая вскрыша не продумана,—отсутствует равномерное распределение и обслуживание выемочных полей.

Подготовительные работы. Вследствие недоразведанности месторождений, подготовительные работы ведутся в направлении периферии, т.-е. увеличением длины откаточных и вентиляционных выработок.

1. Система подготовительных работ. Система выдерживается на ограниченных участках, рассчитанных максимум на годовую добычу и сводится к нарезке серии столбов размером $48 \times 24 = 1\,152$ *м*², причем подготовительные выработки проходятся с подработкой кровли фосфоритового пласта, следуя за ним. На Джуржевском руднике велись работы клиново-кайловые, с нормированной производительностью 6,08 — 5,9 метра, а фактическая производительность 12—8 *м* за 44 рабочих человеко-дня.

На Вербецком руднике с 1925 г. введены взрывные работы с нормированной проходкой 11,5 — 8,6 *пог. м* за 44 чел.-дня; фактическая выработка выше на 25 — 50% в зависимости от условия работы.

Мойка фосфоритов. Переход к механической бутарной мойке осуществлен на Вербецком руднике. Вращающийся цилиндрический барабан длиною 5 *м* диам. 0,97 *м*, числом оборотов 15 в минуту, проектной производительностью 1,29 *т* в час и единовременной загрузкой до 2,75 *т*.

Механизация рудника. Осуществлена механизация, главным образом, условий работы (вентиляция, освещение, водоотлив). Необходима проработка вопросов механизации самих работ (перфораторы, врубовые машины, механическая откатка и т. д.).

Сметная калькуляция. Анализ главнейших элементов себестоимости показывает рентабельность более повышенной производственной программы. Стоимость разведки должна раскладываться на разведанные запасы, а не на добычу текущего года.

Резюме. 1) Разведанность района,—выявленные промышленные запасы несоответствуют потребностям рынка и ближайшим заданиям. Необходима дальнейшая техническая разведка. 2) По сравнению с дореволюционным временем достигнуты большие результаты: добыча 1922 г.—120 т. п., 1923 г.—306 т. п., 1924 г.—761 т. п., 1925 г.—231 т. п., а стоимость уменьшилась 1923 г.—27,86 к. 1924 г.—37,47 к. 1925 г.—22,85 к. за 16 *кг*. 3) Резко улучшились технические условия работы (отзыв Киевского Горного Округа).

В обмене мнений по докладу приняли участие: Э. В. Брицке, А. В. Казаков, В. И. Лучицкий.

А. В. Казаков подчеркивает технические возможности эксплоатации Подольских фосфоритов. Вероятные запасы оцениваются очень высоко, что может констатировать присутствующий на заседании проф. В. И. Лучицкий, в свое время основательно изучивший подольские месторождения. Подольский район заслуживает большого внимания. Нужны более детальные исследования.

В. И. Лучицкий удостоверяет, что данные докладчика подтверждаются данными его личных исследований. Почему то мрачно смотрел на Подольские месторождения Я. В. Самойлов. Действительность, как-будто, говорит обратное.

Э. В. Брицке отмечает, что данные докладчика опровергают мнение о слишком большой дороговизне шахтных работ. Подольские рудники дают дешевый продукт высшего качества. Может быть, следует поставить перед ВСНХ вопрос о более детальной разведке Подольских фосфоритов.

Докладчик А. В. Инцертов утверждает, что при известном хозяйственном комбинировании можно еще значительно понизить себестоимость продукции.

21 апреля состоялся доклад А. В. Казакова и И. И. Шершнева „Опыты механического обогащения фосфоритовых руд на отсадочных машинах".

Фосфоритовые слои большинства наших месторождений представляют собою смесь фосфоритов различных генераций, различного химического состава и различных физических свойств. Определенные соотношения между этими генерациями при промышленной добыче того или иного горизонта и определяют собой валовой состав получаемого фосфорита.

При добыче Егорьевских фосфоритов нижнего горизонта (портланд) отношение в мытом продукте между высокосортным фосфоритом (25 — 26% P_2O_5) и фосфоритом низкосортным (около 20% P_2O_5) в настоящее время = 2 : 1. При механизации выемки фосфоритового пласта путем применения экскавации и неизбежном захвате при этом руды усиленной мощности выход фосфорита с единицы площади увеличивается, но отношение сортов будет уже 1 : 1. *Пригодность наших фосфоритов для фабрикации* простого суперфосфата лежит в узких пределах их качества: от 24 до 27% P_2O_5 и не выше 7% R_2O_3.

Независимо от методов дальнейшей технологии добываемых фосфоритов является актуальным вопрос о механическом разделении различных генераций мытой руды на составные компоненты, выделение из низкосортных (по валовому составу) мытых фосфоритов, с одной стороны, высокосортных фракций, с другой стороны—низкосортного отброса.

Опыты механического разделения средних и мелких фракций бутарно-мытого Егорьевского фосфорита по удельному весу (на отсадочной машине) (пульсаторе Ричардса) дали следующее:

I. Серия опытов с средним производственным сортом (фракции 10,4 *мм*).

Класс 10—8 *мм*			Класс 8—6 *мм*		Класс 6—4 *мм*		Класс 4—2 *мм*		
P_2O_5	R_2O_3	% выхода сушеного	P_2O_5	% выхода сушеного	P_2O_5	% выхода сушеного	P_2O_5	R_2O_3	% выхода сушеного
26,5	5,6	29,4	26,7	14,4	26,3	21,3	24,5	7,3	29,7
25,3	5,2	12,9	25,5	19,7	25,3	3,8	23,1	—	13,7
25,1	6,2	39,2	24,7	13,3	24,0	51,6	18,6	—	36,8
21,1	9,9	8,8	23,2	41,9	23,5	13,5	12,6	—	9,9
17,2	15,1	9,7	18,1	10,8	15,8	9,7	9,1	16,0	9,9
Исх. продукт:									
24.4	7.1	100,0%	23,8	100,0%	23,6	100,0%	19,4	—	100,0%

II. Серия опытов с Егорьевской *Rz* + рудой „усиленной мощности" (0,73 *м*) мытой на бутаре.

Класс 10–8 *мм*			Класс 8–6 *мм*			Класс 6–4 *мм*			Класс 4–2 *мм*		
P_2O_5	R_2O_3	% выхода сушеного	P_2O_5	R_2O_3	% выхода сушеного	P_2O_5	R_2O_3	% выхода сушеного	P_2O_5	R_2O_3	% выхода сушеного
26,0	7,0	26,9	—	—	—	24,1	10,12	25,5	23,0	12,7	28,9
23,6	—	32,0	—	—	—	23,6	—	13,7	20,7	—	8,5
22,5	—	12,8	—	—	—	23,0	—	38,2	17,0	—	34,9
21,3	15,8	7,0	13,5	18,6	6,9	14,7	15,5	14,0	11,5	16,7	8,0
Исх. продукт:											
23,1	—	100,0%	—	—	—	21,6	—	100,0%	—	—	100,0%

Колонка:
0,30 *м* глауконитового песка с рассеянными фосфоритами.
0,28 *м* фосфоритовый слой сгруженный.
0,20 *м* подфосфоритовая глина с редкими фосфоритами.

III. Серия опытов с Егорьевской *Rz* + рудой „усиленной мощности" (0,73 *м*), мытой на грохоте.

Класс 12–10 *мм*		Класс 10–8 *мм*		Класс 8–6 *мм*		Класс 6–4 *мм*	
P_2O_5	% выхода сушеного	P_2O_5	% выхода сушеного	P_2O_5	% выхода сушеного	P_2O_5	% выхода сушеного
25,3	75,9	25,2	71,9	24,0	69,7	23,8	50,8
17,2	10,6	17,2	14,4	14,4	14,5	17,5	21,8
7,9	13,5	7,4	13,7	5,5	15,8	5,4	27,4
22,0	—	21,6	—	19,2	—	17,9	—

7. Относительно определения стоимости добавочной операции „отсадки" надежным материалом могут служить отчетные калькуляции отсадки каменного угля на Щербиновском руднике Донугля. Наше обследование на месте этого процесса выявило следующую его стоимость: на 1 тонну пропускаемого угля, при работе с предварительной классификацией на 4 класса по крупности:

	На 1 тонну	На 1 $м^3$	%
1. Надзор	2,8	2,4	7,9
2. Сортировка и отсадка (при 10% пустой породы и 21% мелочи)	3,5 цеховой расход 24,8 к.	3,4	9,9
3. Содержание и ремонт	3,2	2,7	9,1
4. Энергия	9,5	8,1	27,0
5. Разные расходы	5,5	4,7	15,6
6. Общие расходы	8,0	7,1	22,6
7. Амортизация	2,8	2,4	7,9
	35,3 коп.	30,4 коп.	100,0%

Если мы учтем, что существующая цеховая стоимость мойки фосфоритов на Егорьевском руднике определяется величиной в 7 р. за 1 куб. саж. промываемой породы, что при 33% выходе соответствует в среднем 1 р. 40 к. на тонну мытого фосфорита, то добавочный цеховой расход в 24,8 коп. на тонну для механического разделения на джигах прошедшего через бутару, непригодного для суперфосфата, фосфорита (12,5 *мм*) на 3 сорта — высокосортный промпродукт и отбросы — является экономически эффективным.

Таким образом, применение джигов позволит достигнуть: а) полного выделения из рудоносной породы высокосортного фосфорита, б) выделение промежуточного продукта, предназначаемого для производства фосфоритной муки, в) выделение низкосортного отброса, непригодного по технико-экономическим расчетам ни для фабрикации суперфосфата, ни для экстракции, ни для фосфоритной муки, г) возможность механизации выемки самого фосфоритового слоя, усиленной мощности, без опасения получить высокосортный фосфорит, загрязненный глиной, сланцем, глауконитовыми конкрециями и проч., д) в связи с этим—значительно повысить продуктивность слоя и тем самым удешевить получаемый фосфорит.

На том же заседании 20 апреля был заслушан доклад И. М. Курмана на тему „Результаты разведочных работ сезона 1926 г. на Егорьевском месторождении фосфоритов" (Хорловский район. Предварительное сообщение).

В конце летнего сезона 1926 г. были произведены разведочные работы, охватившие водораздел между р. Медведкой и Нетынкой. Участок ограничен с востока меридианом рудничной ветки, с запада—меридианом с. Воскресенска, с севера—р. Нетынкой и с юга—р. Медведкой. В широтном направлении район прорезывается жел.-дор. веткой Воскресенск-Егорьевск.

Геологическое строение района по данным как прежних исследований, (Н. Т. Зонов), так и работами нынешнего года представляется в следующем виде: на размытой поверхности каменноугольных известняков залегает толща темно-серых глин (12—10 *м* мощности), низы которой относятся к верхнему оксфорду, верхняя часть толщи представляет нижн. киммеридж. Келловейские отложения нами констатированы не были. Над н. киммериджскими отложениями залегает портландский фосфоритовый горизонт мощности 0,30—0,60 *м*, при чем последнее наблюдается в тех случаях, когда фосфоритовый горизонт представлен двумя слоями, отделяющимися глинистым пропластом. Выше залегает 2—$2^1/_2$ *м* толща аквилонских глауконитовых песков с редкими мелкими фосфоритами. Еще выше следует второй, эксплоатируемый рудником, фосфоритовый горизонт, распадающийся на три части: 1) полуметровая толща сильно глинистых глауконитовых песков с довольно крупными фосфоритами (нижняя часть плиты); 2) — сплошная до 0,15 *м* мощности фосфоритовая плита буровато-зеленоватого цвета; 3) 0,35—0,5 *м* глинистая толща с мелкими фосфоритами оолитовой структуры. Первые две части этой толщи относятся к аквилону, верхняя часть—к рязанскому горизонту. Далее этот горизонт называется аквилоно-рязанским. Выше залегает небольшой прослой от 5—10 *см* серой глины, которая покрывается мощной толщей желтовато-золотистых и оранжевых слюдистых песков, достигающих в этом районе 14—15 *м* мощности. Вся эта толща коренных пород покрывается незначительным слоем послетретичных отложений.

Разведочными работами удалось установить общие черты микрорельефа фосфоритового слоя, который образует ряд параллельных углублений и возвышений. Более детальное строение этого рельефа может быть выявлено только при эксплоатационных разведках. Подмечено, что в западинах фосфоритовый пласт мощнее, более насыщен и, повидимому, представлен обоими горизонтами портланда. Обобщить это явление в настоящее время, за недостатком фактического материала, не представляется возможным.

Разведочные работы: а) Топографическими работами заснято до 50 *км*^{2} в масштабе 1/10000 с горизонталями через 2 *м*. Все высотные данные увязаны с репером (маркой) главного штаба, для чего пришлось пройти точной нивеллировкой по жел.-дор. полотну от Воскресенска до рудничной ветки и далее по рудничной ветке до рудника для увязки с рудничными реперами. Из этих заснятых 50 *км*^{2} фосфоритовыми слоями заняты 39,5154 *км*^{2}.

б) Запасы: Вопрос о запасах является вопросом условным и зависящим от целого ряда технико-экономических факторов. Для Егорьевского месторождения эта условность в достаточной степени выявлена работами обогатительных лабораторий НИУ. Поэтому наши подсчеты ведутся пока исходя из элементарных способов обогащения, существующих на Егорьевском руднике (бутарная мойка). Все запасы придется пересчитать при введении более сложных обогатительных установок, которые дадут возможность утилизировать мелкие фракции.

Портландский фосфоритовый горизонт.

Продуктивность для фракции 10 *мм*—180 *кг*/*м*^{2} = 50 пуд./*сж*^{2}. За вычетом 10% на косы и вариации в мощности 162 *кг*/*м*^{2} = 4 пуд./*сж*^{2}. (В настоящее время—суперфосфатный камень).

Продуктивность для фракции 10 *мм*—54 *кг*/*м*^{2} за вычетом 10% —50 *кг*/*м*^{2}.

Запасы по этому горизонту сведены в нижеследующую таблицу.

Зона вскрыши	Площадь в $км^2$	В тоннах: Фракция 10 *мм*	В тоннах: Фракция 10—4 *мм*	Итого — (в тоннах)	% %
0—3	3,8903	696.654	208.996	905.650	9,5
3—5	4,9689	894.402	268 320	1.162.722	12.5
5—8	5,1457	326.226	277.867	2.204 093	13,0
8—12	7,9021	1.422.378	426.713	1.849.091	20
12—17	10,2332	1.841.976	552.592	2.394.568	26
17	7,3952	1.331.136	399.340	1.730.476	19
	—	—	—	9.246.600	100

За вычетом упомянутых выше 10% 8 321 940 = 499 316 000 пудов.
Из всего количества + 76% 10 *мм*.

Аквилоно-рязанский фосфоритовый горизонт.

В виду того, что фосфорит этого горизонта может итти пока только на муку, мы здесь не расчленяем его на фракцию, а ведем подсчет, опять-таки, исходя из крупности зерен, могущих быть утилизованными бутарной мойкой (4 *мм*). Продуктивность этой серии (надплитовый горизонт + плита + подплитовый итого 1,05 — 1,15 *м*) мы принимаем 540 *кг*/$м^2$ (150 пуд./$сж^2$).

Запасы сведены в нижеследующую таблицу:

Запасы вскрыши	Площадь в $км^2$	Запасы в тоннах	% %
0—3	4,9689	2.683.200	14,0
3—6	5,1457	2.778.670	14,0
6—10	7,9024	4.267.130	23,0
10—15	10,2332	5.525.920	29,0
15	7,3952	3.993.400	20,0
	—	19.248.320	100

= 1 154 899 000 пуд. Тут, как и в предыдущем случае, можно вычесть 10%.

Химические анализы по данным обогатительной лаборатории НИУ.

Портланд мытый больше 10 *мм* . . .	26,30%	P_2O_5	6,8%	R_2O_3	12,3 %	нер. ост.
„ „ „ от 10—4 *мм*	20,5 %	„	8,9%	„	24,15%	„
Аквил. ряз. больше 10 *мм*	21,94%	„	11,7%	„	20,84%	„
„ „ от 10—4 *мм*	21,22%	„	11.4%	„	17,8 %	„

Выгодное экономическое положение этого района, громадные запасы, хорошие транспортные условия ставят вопрос о желательности скорейшего введения его в эксплоатацию, для чего из всей значительной площади могут быть выделены наиболее выгодные участки, на которых придется поставить дополнительные эксплоатационные разведки.

С. П. Лебедев.

Открытие ванадия на Сулейман-Сайском руднике в Казакстане.

По предложению Н. А. Смольянинова в Исследовательском Институте Минералогии и Петрографии I М. Г. У. была поставлена работа по химико-минералогическому исследованию Сулейман-Сайского свинцового рудника. Осенью 1927 года рудник посетил сотрудник Института Е. М. Янишевский и в результате последовавшей затем обработки привезенного материала в руде Сулейман-сая оказался ванадинит. Ванадинит не был до сих пор замечен в Сулеман-сае. Между тем он встречается в большом количестве в охристой окисленной зоне месторождения. Очевидно исследователи рудника его смешивали с вульфенитом, также известным на руднике или с железными и другими охрами. Ванадинит встречается в разрушенной зоне месторождения, пронизывая

насквозь землистую массу вторичных свинцовых, цинковых и др. соединений, а также породу рудных зон.

Кроме того, ванадинит наблюдается в виде корочек мощностью до 10 *см* в зальбандах рудных выделений вместе с вульфенитом и в трещинах сопровождающих пород. Почти все имевшиеся образцы пород при испытании дают реакцию на ванадий.

Предварительное электро-скопическое испытание ванадинита на радиоактивность в Физическом Институте I М. Г. У. (В. И. Баранов) дало содержание U_3O_8—0,12%.

В Правлении Института Прикладной Минералогии и Металлургии 28/I—1928 г. Е. М. Янишевским был сделан доклад об этом открытии и, принимая во внимание его важность, Правление Института постановило срочно обратиться в трест „Редкие Элементы" о необходимости производства работ на уран и ванадий Сулейман-сайского месторождения.

По имеющимся сведениям трест эти работы включает в свой план.

П. Т.

Рефераты, обзоры и отзывы.

Федоровский, Н. М. проф. Минералы в промышленности и сельском хозяйстве. 2-е значительно дополненное и переработанное издание. Научн. Хим.-Техн. изд. Ленинград, 1927. 396 стр., с 182 рис. Автор дает сводку применения минералов во всех областях хозяйственной жизни с описанием тех свойств, при которых тот или иной минерал становится „промышленной рудой"; относительно каждого минерала излагается его применение, обработка с промышленной целью и вкратце его месторождения; минералы охарактеризованы в отношении цвета, твердости, удельного веса, кристаллической системы, процентного содержания, испытания перед паяльной трубкой и растворимости; приводится главнейшая литература. Описание обработки поясняется схемами обогащения, снимками машин и заводских устройств, видами рудников или открытых разработок, изделий, минеральных штуфов или кристаллов; для некоторых месторождений даны карточки, а мировая добыча выражена диаграммами. В введении излагается значение минеральных богатств в общей экономике с рядом схем использования, диаграммами запасов, выплавки, потребления и добычи, а в приложении приведены рыночные цены металов, металлических руд и неметаллических минералов с диаграммами. Указатели минералов по отраслям промышленности и предметный облегчают пользование этой книгой, которая сравнительно с первым изданием (1924 г.) значительно дополнена и представляет справочник, необходимый всем, кого интересует промышленное применение минералов. Справочник, конечно, неисчерпывающий, ни по числу минералов, ни по характеристике каждого в отношении свойств, месторождений, применения, обработки и литературы; встречаются некоторые неточные указания и характеристики месторождений. Проф. *В. А. Обручев.*

Р. Р. Выржиковский. Короткій попередній відчит про геологоразвідкову працю на Могилівщіні у літку 1927 року. Могилев. 1927 г. После краткого, но яркого, геологического очерка Могилевского района, автор кратко характеризует полезные ископаемые района по геологическим горизонтам, присутствующим в архее—кристаллические породы, как строительные материалы; в силуре—жерновые и точильные камни, песчаники для строительных целей, глинистые сланцы (кладка стен), коренные фосфориты; в сеноманe—фосфориты, кремнистые мергеля, трепел (Каменка), кремни, цементные мергеля, вторичные фосфориты, глины; в сармате—известняки Юрковцев и Израилевки, пески, глины; среди новейших образований — карпатская галька для балласта, торфы с запасом до 2 000 000 тонн.

Из этих полезных ископаемых были разведаны, главным образом, цементные мергеля на горе Озаринецкой; установлено, что для цементного производства вполне годна нижняя часть свиты мергелей сеномана. Разведаны также глины в районе ст. Вендичан, мощность которых доходит до 15 *м* с запасами в сотни миллионов пудов. К сожалению, автор не приводит результатов их анализов и может оказаться, что практически приемлемыми окажутся только крайне малые количества этих глин.

Мергеля содержат (в районе правобережной полосы р. Дерло у Могилева) CaO от 41.42% до 55,00% при содержании окислов железа и алюминия от 0,89% до 2.45%; в районе Вокзальной горы (скважина)—от 42,43% до 50,20% CaO и от 1,88% до 2,85% окислов железа и алюминия. Приведен анализ глинистого сланца с горы Вокзальной с содержанием SiO_2—50.52%. Al_2O_3—21.55%, Fe_2O_3—10,10%, CaO—2,50%, MgO—3,00%, K_2O—0.61%, Na_2O—0.32%, п.п. пр. 11.32%. Проф. *В. Лучицкий.*

Особо огнеупорные изделия из окиси циркония. Feuerfest H 5.579—80. 1927. Цирконий, недавно причислявшийся к редким элементам, в настоящее время находит широкое применение в технике в виде металла, окиси циркония, карбида и нитрида. Он применяется в металлургии, электротехнике, при изготовлении огнеупорной и кислотоупорной посуды и изделий, как для заводских, так и лабораторных целей и др. Опыты применения футеровки из циркониевого материала для мартеновских и пр. металлургических печей показывают его исключительно высокие качества. Главнейшие промышленные месторождения циркониевых руд находятся в Бразилии, на острове Мадагаскаре, в новой Зеландии и Сев. Амер. Соед. Штатах. Особенно богатыми являются месторождения бразилианские. Цирконий встречается в этих рудах в виде окиси ZrO_2 и силиката $ZrSiO_4$.

Стоимость циркониевой руды франко-французские порты составляет для мадагаскарской руды 800 франков за тонну, а для бразилианской—900—1000 франков за тонну. В связи с рационализацией добычи руды на Мадагаскаре можно ожидать дальнейшего понижения стоимости руды. Первые попытки изготовления огнеупорных изделий из циркониевой руды относятся к 1914—1915 г. M. Meyer[1]) после опытов на фабрике Foote в Филадельфии по цементированию циркониевых материалов указал на возможность изготовления из окисленной руды, содержащей 84% окиси циркония, 8% силикатов и 3% окиси железа особо огнеупорного материала, выдерживающего 2000—2300° C. Для приготовления огнеупорных материалов составляется смесь следующего состава:

72% измолотой циркониевой руды, просеянной через сито 100 отверстий.
23% „ „ „ „ „ „ 10 „
2% гашеной извести.
3% растворимого стекла 38° Be.

Meyer указывает, что в Remscheid'e одна мартеновская печь, футерованная циркониевым кирпичом, уже работает 4 месяца, а кроме того, есть полное основание ожидать, что будет в ходу еще столько же времени.

Французы Karl и Le Coultre предложили новый способ для изготовления циркониевого кирпича. Руда прокаливается при температуре 1900° C, а затем тонко измалывается; при этом прибавляют связывающие вещества, например, на 100 *кг* руды 0,500 *кг* декстрина и 0,250 *кг* борной кислоты. Измолотый продукт замешивается с водой в тестообразную массу, выливается в деревянные формы и затем формованные таким образом кирпичи снова прокаливаются в обжиговой печи приблизительно в течение 10 часов при 1900° C. Изготовленные таким образом кирпичи имеют очень плотное строение и мелкозернистую структуру и при соответствующей руде примерный химический состав: кремнекислоты 27,7%, окиси циркония 59,8%, окиси железа 9,2%, окиси кальция 0,1%, двуокиси титана 1,1%, следы окиси магния.

Ниже приводимая таблица достаточно наглядно характеризует высокие свойства циркониевого кирпича по сравнению с другими огнеупорными изделиями.

	Шамот	Силика—кирпич	Кирпич	Карборунд	Циркон
Разбиваемость . . .	13,7	12	5,8	30	24
Прочность на сжатие.	300	200	50	500	590
„ „ растяж.	50	20	3	100	104
Пористость	14	16	23	19	12,7
Линейное расширение	Различная	$54 \cdot 17^{-7}$	Различная	$48 \cdot 10^{-7}$	$8{,}4 \cdot 10^{-7}$
Температура размягчения	1300	1400	1600	1600	2200
Температура начала плавления	1500	1700	1700	1700	2600
Удельный вес	2,5	2,2	2.1	2,4	4,4
Твердость	4	5	3	8	7,5

При низких температурах на циркониевые изделия химически действуют лишь только плавиковая кислота и бисульфат. При очень высоких температурах до 2 000° C циркон хорошо противостоит действию кислот и оснований; но против воздействия силикатов железа неустойчив. Чистая окись циркония является еще более высокоупорным материалом и выдерживает температуры до 2 500° C, следовательно, пригодна для камер сожжения угольной пыли. На одной 40-тонной мартеновской печи были произведены испытания футеровки, состоящей из 3-х тонн циркониевого кирпича, затем магнезитового и силикатного кирпича. Печь в течение одного месяца выдержала 120 плавок.

[1]) Marcel Seillan. Les matériaux refractaires à base de zircon. Журнал Chaleur et Industrie 1927 г. № 82.

Убыль на цирконе составляла от химического воздействия шихты 12 *см* против 40 *см* при одинаковых условиях на силикатном материале. При отсутствии химического воздействия срок службы циркониевого кирпича еще более удлиняется, например, в печи по обжигу циркониевого кирпича, футеровка в результате 1 000 часовой работы печи совершенно не пострадала. В мартеновских же печах срок службы футеровки из циркона повышается в три с лишним раза по сравнению с обычно применяющимися материалами. Во Франции одна тонна готового циркониевого кирпича стоит 2 500 франков, но надо полагать с увеличением производства она будет понижена. Результаты применения циркониевого материала в заводском масштабе показывают, что в ближайшее время циркон, очевидно, сыграет огромную роль в технике высоких температур в виду его исключительной устойчивости к высоким температурам и кислотоупорности. В Институте Прикладной Минералогии и Металлургии намечены работы по технологии циркониевых руд СССР. В первую очередь с циркониевыми рудами Ильменских гор на Южном Урале, а затем эвдиалитовыми породами Хибинских гор, тем более по литературным указаниям для северо-полярного материка можно ожидать огромного распространения циркониевых руд.

А. Н. Крестовников.

Флотация и бромоцианизация для уничтожения затруднений, причиняемых теллуридами. („Engineering and Mining Journal Press" (1926 г. № 1). На обогатительной фабрике рудников The Wright Hargreaves mine Kirkland Lake. Ontario, теллуриды удаляются из золотой руды помощью флотации немедленно после прохождения руды через трубчатую мельницу, как об этом сообщается в The Mining Journal. Затем теллуриды обрабатываются и возвращаются обратно опять в цикл процесса. При этом методе процент извлечения сильно увеличился. Содержание ценных металлов в хвостах этой упорной руды удалось уменьшить приблизительно до 80 центов на тонну. Процесс был выработан James Grant'ом, при сотрудничестве с W. E. Simpson'ом—Канадским директором The Cassel Cyanide C° of Canada. Считается вероятным, что вышеназванный новый метод станет общеупотребительным на участке Kirkland Lake, и. в таком случае, сбережение золота из хвостов, терявшегося при прежних методах работы, достигнет, по крайней мере, 1 000 дол. в день.

Выделенные, таким образом, теллуриды обрабатываются бромоцианидом. В настоящее время поднят вопрос о получении достаточных количеств последнего по подходящим ценам. По наведенным справкам, говорит The Mining Journal, оказалось, что в довоенное время, соли брома (применявшиеся, главным образом, на западно-австралийских золотых приисках) шли из Германии. Однако, как только начались враждебные действия, австралийские горно-промышленные компании начали искать новых источников для его получения. Изыскания показали, что соответствующие соли в достаточном количестве могут получаться из минеральных источников на полуострове Мичиган. Производство брома в Сев. Америке с этого времени начало сильно развиваться. В результате получилось то, что хотя цены на бром и его соли выше, чем в начале нойны, но они, однако, значительно ниже, чем цены на германские продукты—как до, так и после войны. Цена для австралийских рудников на смешанный бромистый натрий и бромат уже в готовом составе, годные для немедленного употребления, была обычно около 44 центов за фунт, но утверждают, что тот же материал может быть доставлен в Northern Ontario по цене, по крайней мере, на 5 цент. на фунт ниже.

С. Смирнов (Верин).

Отв. ред. проф. ***Н. М. Федоровский.***

Главлит А-899. Заказ № 268. Тираж 1050. 5 п. л.

Типо-литография „Красный Печатник" Гостехиздата. Ленинград, Международный пр., 75.